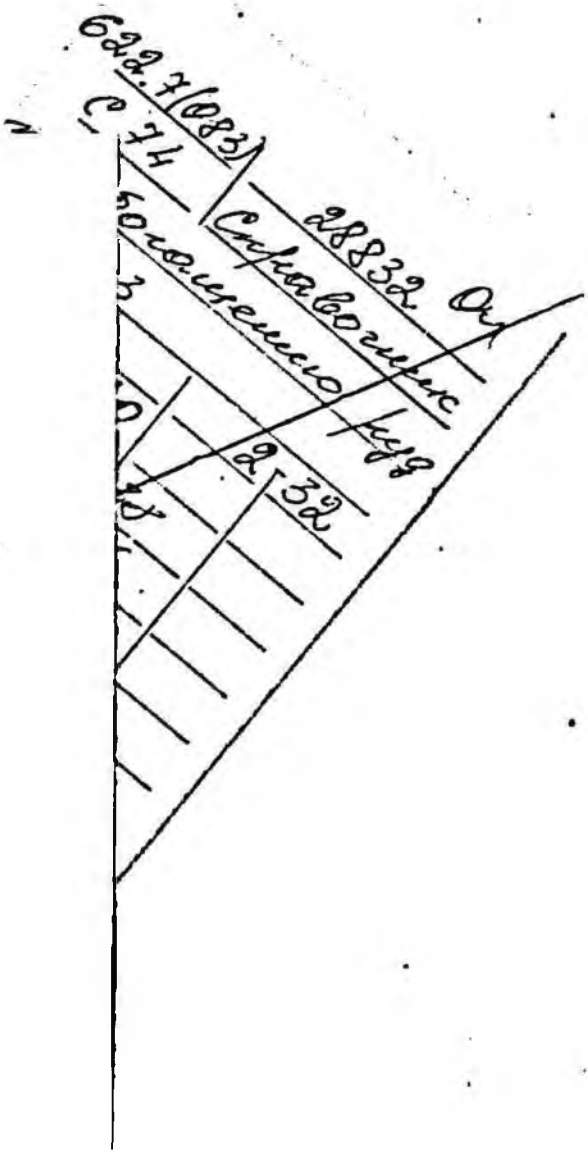
СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

3

Книга должна быть возвращена
не позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач———

6/VII-1570
16.02.01-338
20.04.01-386



1974 г. Тираж 5000 экз. Зак № 2593



СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

В трех томах

Главная редакционная коллегия:

Заслуженный деятель науки и техники, проф., докт. техн. наук *О. С. Богданов* (гл. редактор), канд. техн. наук *Ю. Ф. Ненарокомов* (зам. гл. редактора), лауреат Государственной премии *И. К. Акиншин*, инж. *Н. Т. Бащенко*, канд. техн. наук *Ю. И. Еропкин*, канд. техн. наук *Б. В. Кизевальтер*, инж. *В. А. Кулишов*, докт. техн. наук *А. И. Поваров*, проф., докт. техн. наук *К. А. Разумов*, лауреат Государственной премии *И. А. Стригин*, инж. *А. В. Троицкий*.

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»

17 2005.
622.7(083)
С74

СПРАВОЧНИК ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

Том третий

ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

Редакционная коллегия третьего тома:

Заслуженный деятель науки и техники, проф., докт. техн. наук *О. С. Богданов* (гл. редактор), канд. техн. наук *Ю. Ф. Ненарокомов* (отв. редактор), лауреат Государственной премии *И. К. Акиншин*, докт. техн. наук *Л. А. Барский*, инж. *Н. Т. Бащенко*, инж. *В. В. Гуляев*, инж. *С. Н. Зубарев*, инж. *В. А. Кулишов*, канд. техн. наук *Г. Л. Ленковская*, инж. *Е. Т. Родченко*, инж. *А. В. Троицкий*, канд. техн. наук *Р. Б. Шапиро*.

ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА
Шифр 2,3
Инв. № 28832

Москва 1974

УДК 622.7(031):622.34

Справочник по обогащению руд. В 3-х т. Гл. ред. О. С. Богданов. Т. 3. «Обогатительные фабрики». Отв. ред. Ю. Ф. Ненарокомов. М., «Недра», 1974. 408 с.

В третьем томе справочника содержатся краткие описания некоторых отечественных обогатительных фабрик, перерабатывающих руды цветных и редких металлов (медные, медно-никелевые, свинцово-цинковые, вольфрамомолибденовые, оловянные), руды черных металлов (железные, марганцевые и хромитовые) и неметаллические ископаемые (фосфорные, флюоритовые, калийные, серные, графитовые и другие руды и материалы). Приводятся технические требования к концентратам, а также к некоторым рудам и продуктам обогащения, характеристики вещественного состава руд. Описываются подготовка сырья к обогащению, технологические схемы и режимы обогащения, вспомогательные процессы, применяемое оборудование. Даются сведения о химическом и частично гранулометрическом составе руд и концентратов, удельные расходы электроэнергии, воды, флотационных реагентов и материалов. Иллюстрации включают схемы технологические, цепи аппаратов и сооружений, а также разрезы основных корпусов.

Справочник предназначен для широкого круга специалистов-обогатителей, работающих в промышленности, научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтах, а также для преподавателей и студентов горных и металлургических вузов.

Таблиц 213, иллюстраций 286.

В подготовке третьего тома принимали участие: инж. *И. Н. Архангельская*, инж. *Ф. А. Бурдаков*, канд. техн. наук *Г. А. Голованов*, канд. техн. наук *В. М. Голов*, инж. *М. С. Глинка*, инж. *В. В. Гуляев*, канд. техн. наук *И. А. Диомидов*, инж. *С. И. Журавлев*, инж. *Ю. М. Замятин*, канд. техн. наук *В. В. Клячин*, инж. *Т. М. Колосова*, инж. *О. А. Коршунов*, канд. техн. наук *Г. Л. Левковская*, канд. техн. наук *Ю. Ф. Ненарокомов*, инж. *Г. В. Панышева*, инж. *А. М. Путрин*, инж. *Т. С. Прокофьева*, инж. *Е. Т. Родченко*, инж. *И. В. Топталов*, инж. *Д. В. Устинов*, канд. техн. наук *А. С. Финкельштейн*, канд. геол.-минерал. наук *С. Ф. Чернопятов*, канд. техн. наук *Р. Б. Шапиро*.

С $\frac{30706-226}{043(01)-74}$ 347—73

© Издательство «Недра», 1974

ОГЛАВЛЕНИЕ

Раздел I

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

Глава I. Технические требования к основным концентратам, получаемым из руд цветных и редких металлов 7

Глава II. Фабрики для обогащения медных руд 13

§ 1. Краткая характеристика медных руд[1] СССР 13
§ 2. Фабрики для обогащения медно-песчаниковых и жильных руд 14
§ 3. Фабрики для обогащения медно-порфировых руд 25
§ 4. Фабрики для обогащения медно-цинковых руд 40

Глава III. Фабрики для обогащения медно-никелевых руд . 54

§ 5. Краткая характеристика медно-никелевых руд СССР . . . 54
§ 6. Фабрики для обогащения медно-никелевых руд 55

Глава IV. Фабрики для обогащения свинцово-цинковых руд 69

§ 7. Краткая характеристика свинцово-цинковых руд СССР . . . 69
§ 8. Фабрики для обогащения медно-свинцово-цинковых руд . . 71
§ 9. Фабрики для обогащения свинцовых руд 107

Глава V. Фабрики для обогащения вольфрамомолибденовых и медно-молибденовых руд 113

§ 10. Краткая характеристика вольфрамовых и молибденовых руд СССР 113
§ 11. Фабрики для обогащения вольфрамомолибденовых руд 114
§ 12. Фабрики для обогащения медно-молибденовых руд . . 117

Глава VI. Фабрики для обогащения оловянных руд . . . 127

§ 13. Краткая характеристика оловянных руд СССР . . . . . 127.
§ 14. Фабрики для обогащения коренных оловянных руд . . 128

Глава VII. Некоторые дополнительные данные по фабрикам цветной металлургии 143

Раздел II

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Глава VIII. Требования к железным рудам и концентратам по условиям их металлургического использования 156

§ 15. Металлургические свойства . 156
§ 16. Физические свойства 157
§ 17. Химический состав 157

Глава IX. Фабрики для обогащения железных руд . . . 164

§ 18. Характеристика железных руд 164
§ 19. Фабрики для обогащения железистых кварцитов и подготовки богатых руд к плавке 171

§ 20. Фабрики для обогащения скарновых магнетитовых и титаномагнетитовых руд . . 232
§ 21. Фабрики для обогащения бурожелезняковых руд . . . 271

Глава X. Фабрики для обогащения марганцевых и хромовых руд 278

§ 22. Характеристика марганцевых и хромовых руд и требования, предъявляемые к богатым рудам и концентратам 278
§ 23. Фабрики для обогащения марганцевых руд Никопольского месторождения 280
§ 24. Фабрики для обогащения марганцевых руд Чиатурского района (г. Чиатура ГССР) 292
§ 25. Фабрики для обогащения и подготовки хромитовых руд Южно-Кемпирсайского района 309

Раздел III

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава XI. Технические требования к концентратам неметаллических полезных ископаемых и области их применения 313

Глава XII. Фабрики для обогащения апатитовых и фосфоритовых руд 330

§ 26. Фабрики комбината «Апатит» (Мурманская область) . 330
§ 27. Фабрики комбината «Фосфорит» (Ленинградская область) 340
§ 28. Фабрики Подмосковного горно-химического комбината . 343

Глава XIII. Фабрики для обогащения флюоритовых руд (плавиковых шпатов) 347

§ 29. Центральная фабрика для обогащения кварцево-флюоритовых руд (Средняя Азия) . . 347
§ 30. Фабрика для обогащения слюдисто-флюоритовых руд (Приморский край) 349

Глава XIV. Фабрики для обогащения сильвинитовых руд 352

§ 31. Фабрики комбината Уралкалий (Пермская область) . 352
§ 32. Фабрики комбината Белорускалий 357

Глава XV. Фабрики для обогащения серных руд 362

§ 33. Фабрика Раздольского комбината (Львовская область) . 362

Глава XVI. Фабрики для обогащения сырья строительной и других отраслей промышленности . . 365

§ 34. Фабрики для обогащения асбестовых руд комбината Ураласбест (Свердловская область) 365
§ 35. Фабрики для обогащения талька 375
§ 36. Фабрики для обогащения графитовых руд 376
§ 37. Фабрики для обогащения каолина 379
§ 38. Фабрики для обогащения полевых шпатов 383
§ 39. Фабрики для обогащения кварца 385
§ 40. Установки для обогащения слюды 387
§ 41. Ковдорская фабрика для обогащения вермикулита (Мурманская область) . . . 389

Алфавитный предметный указатель 391

РАЗДЕЛ I

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

Глава I

Технические требования к основным концентратам, получаемым из руд цветных и редких металлов

Требования к качеству концентратов, получаемых из руд цветных и редких металлов определены ОСТами, ГОСТами и техническими условиями Министерства цветной металлургии СССР, приведенными в табл. 1—12. В обозначении марок концентратов буквы указывают наименование концентратов, цифры после букв — степень чистоты по содержанию примесей.

Кроме концентратов, получаемых из руд цветных и редких металлов, на фабриках цветной металлургии выделяются также концентраты и продукты попутного производства — полевошпатовые, магнетитовые, силлиманитовые, апатитовые, флюоритовые, кварцевые пески, строительная щебенка и пески, а также из хвостов фабрик закладочный материал для рудников.

Таблица 1

Технические требования к медным концентратам, получаемым из медьсодержащих руд по ЦМТУ 03-13—69

Марка медного концентрата КМ	Содержание, %		
	Cu, не менее	примесей, не более	
		Zn	Pb
КМ0	40	2	2,5
КМ1	35	2	3
КМ2	30	3	4,5
КМ3	25	5	5
КМ4	23	10	7
КМ5	20	10	8
КМ6	18	11	9
КМ7	15	11	9
ППМ8 (промпродукт медный)	12	11	9

Примечания: 1. Содержание молибдена в медных концентратах должно быть не более 0,12%.

2. Содержание золота и серебра не нормируется.

3. Содержание влаги в концентратах, не подвергаемых сушке, не более 13%; при содержании более 80% частиц класса — 0,074 мм допускается содержание влаги до 14%.

4. Концентраты применяются для производства меди и сопутствующих ей ценных компонентов.

Таблица 2

Технические требования к свинцовым концентратам, получаемым из свинецсодержащих руд по ЦМТУ 02-31—69

Марка свинцового концентрата КС	Содержание, %		
	Pb, не менее	примесей, не более	
		Zn	Cu
КС0	73	2	1,5
КС1	70	3	1,7
КС2	65	4	2
КС3	60	6	2,5
КС4	55	8	3,5
КС5	50	10	4
КС6	45	11	5
КС7	40	13	6
ППС (продукт свинцовый)	30	Не нормируется	

Примечания: 1. Концентрат свинцовый марки ППС поставляется по согласованию с потребителем.

2. Содержание золота, серебра и висмута не нормируется.

3. Содержание влаги в концентратах, не подвергаемых сушке, должно быть для сульфидных не более 12,5%, для смешанных — не более 14% и для окисленных не более 16%.

4. Концентраты применяются для производства свинца и сопутствующих ему ценных компонентов.

Таблица 3

Технические требования к цинковым концентратам и продуктам, получаемым из цинксодержащих руд по ЦМТУ 02-1—66

Марка цинкового концентрата КЦ	Содержание, %				
	Zn, не менее	примесей, не более			
		Fe	SiO_2	Cu	As
КЦ-1	56	5	2	1	0,05
КЦ-2	53	7	3,5	1,2	0,1
КЦ-3	50	9	4	1,5	0,3
КЦ-4	45	12	5	2,5	0,5
ПЦ (промпродукт цинковый)	40	16	6	3,5	Не нормируется

Примечания: 1. Содержание золота и серебра не нормируется.

2. При содержании в цинковом концентрате или продукте повышенного количества фтора (выше 0,02%) поставка их производится по соглашению сторон.

3. Содержание влаги в концентратах, не подвергаемых сушке, должно быть не более 12,5%; при содержании не менее 80% частиц класса —0,074 мм влажность должна быть не более 14%.

4. Концентраты применяются для производства цинка и сопутствующих ему ценных компонентов.

Таблица 6

Технические требования к молибденовому концентрату, получаемому в результате обогащения вольфрамомолибденовых руд на Тырныаузском комбинате по ТУ06-2-67

Марка концентрата	Содержание, %		
	трехокиси вольфрама, не менее	окисленного молибдена, не менее	влаги, не более
КМШП	45	3,5	12

Примечания: 1. Допускается поставка концентрата марки КМШП с содержанием трехокиси вольфрама не ниже 40% и с содержанием окисленного молибдена не менее 3,5% в количестве не более 25% месячной поставки.

2. Примеси кремнезема, серы и других элементов не нормируются.

3. Концентрат применяется для производства искусственного шеелита, паравольфрамата аммония, вольфрамового ангидрида и молибденового концентрата, получаемых с применением гидрометаллургических процессов.

Таблица 8

Технические требования к оловянным концентратам при обогащении оловянных руд и песков по ОСТ 48-32-72

Марка оловянного концентрата КО	Содержание, %		
	Sn	Pb, не более	WO_3, не более
КО-1	60	2	3
КО-2	45	2	3
КОЗ-1	30	2	5
КОЗ-2	15	2	5
КОШ-1	15	2	5
КОШ-2	8	2	5
КОШ-3	5	3	5
КОС-1	15	5	5
КОС-2	8	5	5
КОС-3	5	5	5

Примечания: 1. Кроме указанных компонентов в концентратах нормируются мышьяк, сера, медь, цинк и фтор (по требованию потребителей).

2. Содержание влаги во всех сортах марок КО, КОЗ, а также в первом сорте марки КОС не должно превышать 1%, а во всех остальных сортах марок КОШ и КОС—3%. До 1 января 1976 г. допускается содержание влаги более 3% в концентрате всех сортов марки КОШ и в концентрате марки КОС-2 и КОС-3.

3. Концентраты применяются для производства металлического олова и оловянных сплавов.

Таблица 10

Технические требования к пиритным концентратам, получаемым из руд по ГОСТ 444—51 «Колчедан серный флотационный»

Марка колчедана серного флотационного	Содержание, %		
	S, не менее	примесей, не более	
		Pb и Zn	влаги
КСФ-1	47	1	3,8
КСФ-2	45	1	3,8
КСФ-3	42	1	3,8
КСФ-4	38	1	3,8

Примечания: 1. В летние месяцы (с 15 мая по 1 сентября) допускается отгрузка концентрата с содержанием влаги не более 8%.

2. Допускается по согласованию с потребителем отгрузка предприятиями свинцово-цинковой промышленности и Красноуральским комбинатом концентрата с содержанием серы не менее 34%.

3. Концентраты применяются для производства серной кислоты и в бумажной промышленности.

Таблица 5

Технические требования к вольфрамовым концентратам, получаемым из вольфрамсодержащих руд по ГОСТ 213—64

Марка вольфрамового концентрата КВ	Содержание, %									Область применения
	вольфрамового ангидрида, не менее	примесей, не более								
		закиси марганца	SiO_2	P	S	As	Sn	Cu	Mo	CaO
КВГ1 (вольфрамито-гюбнеритовый)	63	17	5	0,05	0,7	0,25	0,25	0,15	Не нормируется		Для производства ферровольфрама
КВГ (вольфрамито-гюбнеритовый)	60	15	5	0,05	0,8	0,2	0,2	0,2	»		То же
КШИ (шеелитовый искусственный)	60	1	1,5	0,03	0,45	0,1	0,1	0,1	0,5	Не нормируется	»
КШО (шеелитовый окомкованный)	60	2	10	0,04	0,6	0,05	0,08	0,15	Не нормируется		»
КШ (шеелитовый)	55	4	10	0,08	0,8	0,2	0,2	0,2	»		»
КМША (молибдено-шеелитовый)	65	0,1	1,2	0,04	0,8	0,04	0,05	0,1	От 2 до 4,5	Не нормируется	Для производства ферровольфрама с молибденом
КМШЭ (молибдено-шеелитовый)	60	0,1	5	0,08	0,5	0,05	0,05	0,1	От 2 до 4,5	То же	То же
КВГТ (вольфрамито-гюбнеритовый)	60	Не нормируется	5	0,1	1,0	1,0	1,0	0,15	0,06	2,5	Для производства твердых сплавов и металлического вольфрама
КВГК (вольфрамито-гюбнеритовый)	60	То же	5	0,1	0,7	0,08	1,0	0,5	0,01	2,0	Для производства вольфрамовой кислоты
КШТ1 (шеелитовый)	55	»	Не нормируется	0,3	1,5	0,1	0,2	0,2	0,04	Не нормируется	Для производства твердых сплавов
КШТ2 (шеелитовый)	55	»	То же	0,2	1,5	0,1	0,2	0,2	0,3	То же	То же

Примечания: 1. При более высоком содержании вольфрамового ангидрида в концентрате, чем предусмотрено требованиями, допустимое содержание примесей может быть повышено при условии сохранения количественного соотношения их к вольфрамовому ангидриду для всех марок, за исключением марки КМША, в которой не допускается превышение нормы содержания кремнезема, и марки КШИ, в которой содержание свинца, сурьмы и висмута допускается не более 0,08% каждого, содержание кадмия и цинка устанавливается факультативно.

2. В концентратах марок КВГ1 и КВГ содержание свинца, сурьмы, висмута, кадмия и цинка устанавливается факультативно.

3. Количество партий вольфрамовых концентратов, содержание примесей в которых устанавливается факультативно, должно быть не менее 10% выпуска.

4. По требованию заказчика в технически обоснованных случаях концентрат марки КШИ поставляется с содержанием молибдена не более 0,3%.

5. Содержание влаги в вольфрамитовых концентратах всех марок не должно превышать 2%, в шеелитовых — 6%, в концентратах длительного хранения — соответственно 1 и 4%.

6. Концентрат марки КШИ поставляется гранулированный или окомкованный — в мешках, порошкообразный — в металлической таре.

Таблица 7

Технические требования к молибденовым концентратам, получаемым из молибденсодержащих руд и гидрометаллургической переработки молибденового сырья по ГОСТ 212—69

Марка молибденового концентрата КМ	Содержание, %									Область применения
	Mo, не менее	примесей, не более								
		SiO_2	As	Sn	P	Cu	окиси натрия	вольфрамового ангидрида	Sb	
КМГ-В (гидрометаллургический)	58	0,3	0,04	0,01	0,01	0,01	0,8	1,5	0,01	Для производства ферромолибдена
КМГ-1 (гидрометаллургический)	55	0,5	0,05	0,01	0,01	0,01	0,8	3	0,01	То же
КМГ-2 (гидрометаллургический)	53	1	0,07	0,01	0,02	0,02	1	3,5	0,01	»
КМФ-1 (флотационный)	51	5	0,04	0,03	0,03	0,4	—	—	—	Для производства ферромолибдена марки ФМ1 и молибденита высокой чистоты
КМФ-2 (флотационный)	48	7	0,06	0,05	0,04	0,8	—	—	—	Для производства ферромолибдена марки ФМ2 и молибденовокислого аммония
КМФ-3 (флотационный)	47	9	0,07	0,07	0,05	1,5	—	—	—	Для производства ферромолибдена марки ФМ3, молибденовокислого аммония и других солей молибдена
КМФ-4 (флотационный)	45	12	0,07	0,07	0,05	2,5	—	—	—	Для производства солей молибдена

Примечания: 1. Суммарное содержание влаги и масла во флотационных концентратах не должно превышать 8%, в том числе влаги 4%.
2. Суммарное содержание щелочных металлов (K и Na) в концентратах, используемых для производства молибденовокислого аммония, должно быть не более 0,4% в марке КМФ-2 и не более 0,5% в марке КМФ-3. Содержание железа и углерода в этих марках определяется факультативно.

Таблица 9

Технические требования к оловянным концентратам при обогащении оловянных руд и песков (проект ОСТ 48-32—72, вводимый в 1974 г.)

Марка оловянного концентрата КО	Содержание, %							Область применения
	Sn, не менее	примесей, не более						
		Pb	As	S	Cu	Zn	трехокиси вольфрама	
КО-1	60	2	0,3	0,3	Не нормируется		3	Для плавки на металл первого сорта или доводки
КО-2	45	2	0,3	0,3	То же		3	То же
КОЗ-1 (зернистый)	30	2	Не нормируется				5	Для обогащения на доводочных фабриках
КОЗ-2 (зернистый)	15	2	То же				5	То же
КОШ-1 (шламовый)	15	2	2	5	0,5	3	5	Для плавки на металл второго сорта или для фьюмингования
КОШ-2 (шламовый)	8	2	1,5	5	0,5	3	5	То же
КОШ-3 (шламовый)	5	3	0,5	Не нормируется		3	5	»
КОС-1 (свинцовистый)	15	5	2	15	0,5	3	5	Для плавки оловянно-свинцовых сплавов или фьюмингования
КОС-2 (свинцовистый)	8	5	1,5	15	0,5	3	5	То же
КОС-3 (свинцовистый)	5	5	0,5	Не нормируется			5	»

Примечания: 1. Содержание фтора в концентратах марок КОШ, а также КОС-2 и КОС-3 допускается не более 1% и определяется по требованиям потребителей.

2. Содержание влаги в концентратах КО, КОЗ, КОС-1 не должно превышать 1%, во всех других марках — 3%.

3. В концентратах марки КОЗ, получаемых из руд коренных месторождений, максимальный размер частиц не должен превышать 3,2 мм, в концентратах россыпных месторождений — 6 мм.

4. Содержание шламовых фракций — 0,072 мм в концентратах марки КОЗ не должно превышать 12%.

5. Смешивание зернистых концентратов со шламовыми не допускается.

6. По согласованию с потребителем допускается превышение содержания отдельных примесей до 50% установленных норм, а влаги в концентратах марки КОШ — до 12%.

Таблица 11

Технические требования к баритовому утяжелителю флотационному, попутно получаемому при обогащении руд цветных металлов по МРТУ 48-6-17—72

Марка баритового утяжелителя флотационного	Плотность, г/см³, не менее	Содержание, %							
		$BaSO_4$, не менее	влаги, не более		водорастворимых солей, не более		класса +0,09 мм, не более (по ГОСТ 3584—53)	класса — 0,005 мм, %, не более
			в подсушенном	в неподсушенном	всего	в том числе кальция		
БУФВ (высший)	4,25	90	5	14	0,3	0,05	4	8
БУФ-1	4,2	Не нормируется	5	14	0,35	0,05	6	10
БУФ-2	4,1	То же	5	14	0,4	0,05	6	15
БУФ-3	4,0	» »	5	14	0,45	0,06	8	20

Примечания: 1. Баритовый утяжелитель плотностью 3,8—3,99 г/см³ отгружается поставщиком по согласованию с потребителем.

2. Отгрузка влажного баритового утяжелителя производится в сроки, согласованные с потребителем.

3. Тонкость помола (остаток на сите № 0,09) по ГОСТ 3584—53 выше 9% разрешается по соглашению между поставщиком и потребителем.

4. Концентраты применяются для повышения плотности буровых растворов при проходке нефтяных и газовых скважин.

Таблица 12

Технические требования к бариту по ГОСТ 4682—49

Марка барита	Содержание, %						Плотность, г/см³	Цвет по шкале белого цвета	Остаток на сите, %, не более		Область применения
	$BaSO_4$, не менее	влаги, не более		примесей, не более					0,085 мм	0,15 мм	
		молотый $BaSO_4$	концентрат	SiO_2	Fe_2O_3	водорастворимых солей					
Высшая	95	1	3	1,5	0,5	0,3	—	1	1	0,1	Для применения в химической, лакокрасочной, электротехнической промышленности, а также в производстве строительных материалов, асбоизделий и нефтегазодобывающей промышленности
I	90	1	5	2,5	1,5	1	—	3	1	0,1	
II	85	2	5	4,0	3,0	1	—	5	1	0,1	
III	80	Не нормируется	10	Не нормируется		1	3,8	Не нормируется	5	Не нормируется	

Примечание. С введением в действие технических условий МРТУ 14-15-4—65 (в 1972 г. заменены МРТУ 48-6-17—72) ГОСТ 4682—49 определяет требования в основном к баритовой продукции для химической, электротехнической и лакокрасочной промышленности.

Таблица 4

Технические требования к цинковым концентратам и продуктам, получаемым из цинксодержащих руд (проект ОСТ 48-31—72, намеченный к внедрению в 1974 г.)

Марка цинкового концентрата КЦ	Содержание примесей, %					
	не менее		не более			
	Zn	In	Fe	SiO_2	Cu	As
КЦ-1	56	Нормируется	5	2	1	0 05
КЦ-2	53	То же	7	3	1,5	0,1
КЦ-3	50	»	9	4	2	0,3
КЦ-4	45	»	12	5	3	0,5
ПЦИ (промпродукт цинково-индиевый)	40	0,04	18	6	3,5	0,5

Примечания: 1. Все марки, содержащие более 0,02% фтора, поставляются по соглашению сторон. Содержание фтора в партиях не определяется, но гарантируется поставщиком.

2. Содержание кадмия, золота, серебра определяется, но не нормируется.

3. Содержание влаги в подсушенных концентратах не должно превышать 9%, в несушеных —12%. До 1/I 1976 г. по соглашению сторон допускается поставка цинковых концентратов влажностью до 14%, а концентратов, содержащих более 80% класса —0,074 *мм*, влажностью до 16%. При переработке руд, содержащих более 20% окисленных форм меди, свинца, цинка, содержание влаги по согласованию с потребителем допускается до 16%.

4. Содержание индия определяется; при содержании его 0,04% и выше концентрат считается цинково-индиевым.

5. Концентраты применяются для производства цинка и сопутствующих ему ценных компонентов.

Глава II

Фабрики для обогащения медных руд

§ 1. Краткая характеристика медных руд[1] СССР

Важнейшее значение имеют месторождения медистых песчаников, медно-порфировых и медно-цинковых колчеданных руд.

[1] Описание вещественного состава медных и медно-никелевых руд выполнено инж. Г. П. Болдыревым.

Медно-песчаниковые руды представляют собой оруденелые осадочные породы, преимущественно аркозовые песчаники, несущие вкрапленное сульфидное оруденение. Сульфиды меди замещают породные минералы в песчаниках, а также заполняют интервалы между ними. В основном эти руды на 85—99% сложены породными минералами песчаников: кварцем, полевыми шпатами, кальцитом, хлоритом, серицитом и др.

Относительное количество сульфидной фракции в руде до 15%. Главными рудными минералами являются халькопирит, халькозин, борнит. В подчиненном количестве присутствуют ковеллин, блеклая руда, бетехтинит, немного пирита. Сульфиды находятся в тесном и тонком взаимопрорастании, развиты структуры замещения (зональная и др.).

Из сопутствующих меди полезных компонентов следует отметить серебро и рений.

Среди сульфидных руд в зависимости от преобладания медьсодержащих минералов различаются разновидности: халькопиритовая, халькозиновая и борнитовая.

В зоне окисления руды резко изменяются — становятся пористыми, глинистыми, наблюдается полное окисление сульфидов. Рудные минералы представлены малахитом, азуритом, броншантитом, купритом, хризоколлой и др.

К сульфидным относятся руды с содержанием окисленной меди не более 10%. В отдельных случаях в сульфидных рудах допускается до 20% окисленной меди, что нельзя считать правильным.

Четкой границы по содержанию окисленной меди в смешанных и окисленных рудах не установлено. Ориентировочно можно принять для окисленной руды содержание окисленной меди выше 50—70% общей.

Медно-порфировые руды, как правило, содержат молибден (Коунрадское, Кальмакырское, Бощекульское месторождения) в количествах, позволяющих организовать его промышленное использование наряду с медью.

Медно-порфировые руды представляют собой гранитоидные породы (гранодиорит-порфиры, монцониты и др.), а также породы экзоконтакта, обычно сильно измененные, несущие более или менее равномерно вкрапленное либо прожилково-вкрапленное сульфидное оруденение. Изменение пород проявляется в окварцевании, серицитизации, хлоритизации, каолинизации с превращением части их во вторичные кварциты.

Сульфидная фракция в медно-порфировых рудах представлена в основном халь-

халькопиритом, халькозином, борнитом, пиритом, молибденом и другими сульфидами.

Общее количество сульфидной фракции в руде обычно не превышает 3—4%, вследствие чего сульфидное оруденение не влияет на физические свойства руды, которые определяются первичным составом вмещающих пород, характером их гидротермальных изменений, степенью выветрелости и другими факторами.

По относительному содержанию окисленной меди запасы руд подразделяются на сульфидные (количество окисленной меди обычно менее 10—15% общей), смешанные (от 10—15 до 50—75%) и окисленные (более 50—75%). Наибольшее промышленное значение имеют сульфидные руды, так как ими представлено до 90—95% всех запасов.

В зоне вторичного сульфидного обогащения развиваются более богатые медные халькозиновые руды.

В зоне окисления медь связана с малахитом, азуритом, хризоколлой, брошантитом, атакамитом, медьсодержащими гидрослюдами и другими минералами. Встречаются и «упорные руды» — сильно ожелезненные, каолинизированные, тонкодисперсные, содержащие силикаты меди.

Медно-цинковые колчеданные руды характеризуются высоким содержанием сульфидной фракции, представленной в основном пиритом. В неокисленных медно-цинковых рудах относительное суммарное содержание сульфидов изменяется в пределах 50—100%.

Главным медьсодержащим минералом является халькопирит, а цинксодержащим — сфалерит. Второстепенное значение имеют халькозин, борнит, теннантит, марказит, пирротин. Встречаются арсенопирит, кубанит, аргентит, галенит. Нерудные минералы обычно представлены серицитом, хлоритом, кварцем, баритом. Когда породных минералов мало (до 10%), медно-цинковые руды представляют собой однородную тонкозернистую массу, состоящую в основном из пирита, в которую вкраплены сульфиды меди и цинка. Плотность колчеданной сплошной руды в целике около 4,5 *т/м*³, при значительном содержании в руде породных минералов она снижается до 3,5 *т/м*³. Коэффициент крепости руды обычно 10—12, при некоторой разрушенности ее снижается до 6, а при окремнении — повышается до 15. Существенной особенностью этих руд является их тонкозернистость, затрудняющая разделение слагающих руду минералов. Характерны структуры: эмульсионная (тонкое распыление сфалерита в халькопирите), графическая и субграфическая, когда при замещении одних минералов другими наблюдается тонкое прорастание их. В зоне вторичного сульфидного обогащения нередки нитевидная и сетчатая структуры. В рудах Южного Урала весьма распространены колломорфные структуры. Следует также отметить нередко встречающиеся слоистое, брекчиевидное и пятнистое строения руд.

Медно-цинковые колчеданные (часто комплексные) руды. Главными полезными компонентами в них являются медь, цинк, железо, сера, попутными — серебро, золото, кадмий, селен, теллур и др. В отдельных случаях содержание цинка в руде непромышленное.

При окислении медно-цинковые руды совершенно разрушаются, образуя так называемые железные шляпы. Эти залежи бурого железняка нередко обогащены золотом.

Месторождения колчеданных руд находятся и разрабатываются на Южном Урале, среди них Гайское, Сибайское и Учалинское.

§ 2. Фабрики для обогащения медно-песчаниковых и жильных руд

Фабрики № 1 и 2 Джезказганского горнометаллургического комбината (Казахская ССР)

Обогатительные фабрики снабжаются рудой Джезказганского месторождения. По вещественному составу, физическим свойствам и обогатимости добываемые руды разделяются на: медные сульфидные подземной добычи (основная масса добываемых руд); медные сульфидные открытой добычи (отличаются от подземных повышенным содержанием окисленной меди, более тонкой вкрапленностью сульфидов, наличием глинистых шламов); медные смешанные открытой добычи; медные окисленные открытой добычи (характеризуются большой неоднородностью по составу и обогатимости); медно-свинцовые, медно-свинцово-цинковые и свинцовые подземной добычи, характерной особенностью которых является ассоциация галенита с борнитом, халькозином, халькопиритом и значительно реже — с бетехтинитом.

Основными рудными минералами в медных сульфидных рудах являются борнит, халькозин, халькопирит. В комплексных рудах, наряду с этими минералами, присутствуют галенит, сфалерит, бетехтинит и др. Нерудные минералы представлены кварцем, полевыми шпатами, карбонатами, серицитом, хлоритом. Для окисленных руд

характерно присутствие малахита, азурита, хризоколлы, каолинизированных полевых шпатов, каолина и др.

В рудах Джезказгана помимо меди, свинца и цинка присутствуют серебро и рений.

Преобладающий размер вкрапленности медных минералов 0,01—0,2 *мм*.

Плотность сульфидной руды 2,8—2,9 *т/м*³, коэффициент крепости 12—19, влажность до 5%. При окислении крепость руды резко снижается.

Руда характеризуется трудной дробимостью и измельчаемостью, а также повышенной абразивностью.

Основным источником водоснабжения фабрик является Кенгирское водохранилище. Схема водоснабжения фабрик предусматривает максимально возможное использование осветленной воды из хвостохранилища.

Фабрика № 1

Фабрика № 1 введена в эксплуатацию в 1954 г. За время работы фабрика подвергалась расширению и реконструкции.

Фабрика перерабатывает раздельно медные сульфидные и медно-свинцовые руды подземной добычи.

Первичное крупное дробление руд производится на рудниках в подземных дробильных установках. Крупнодробленая руда (максимальный кусок 350 *мм*) доставляется на фабрику в 100-тонных железнодорожных вагонах типа «гондола». Разгрузка их в приемные бункера производится круговыми опрокидами с углом поворота 120°. Медные и медно-свинцовые руды принимаются на фабрике раздельными дробильно-транспортными трактами.

Технологическая схема обогащения сульфидной медной руды (рис. 1) включает трехстадиальное дробление в замкнутом цикле с грохочением в последней стадии до —20 *мм* и измельчение в две стадии. Обогащение осуществляется по схеме раздельной флотации песков и шламов в рудном цикле.

При раздельной флотации шламов из процесса выводится часть готового медного

Рис. 1. Технологическая схема обогащения сульфидных медных руд Джезказганской фабрики № 1

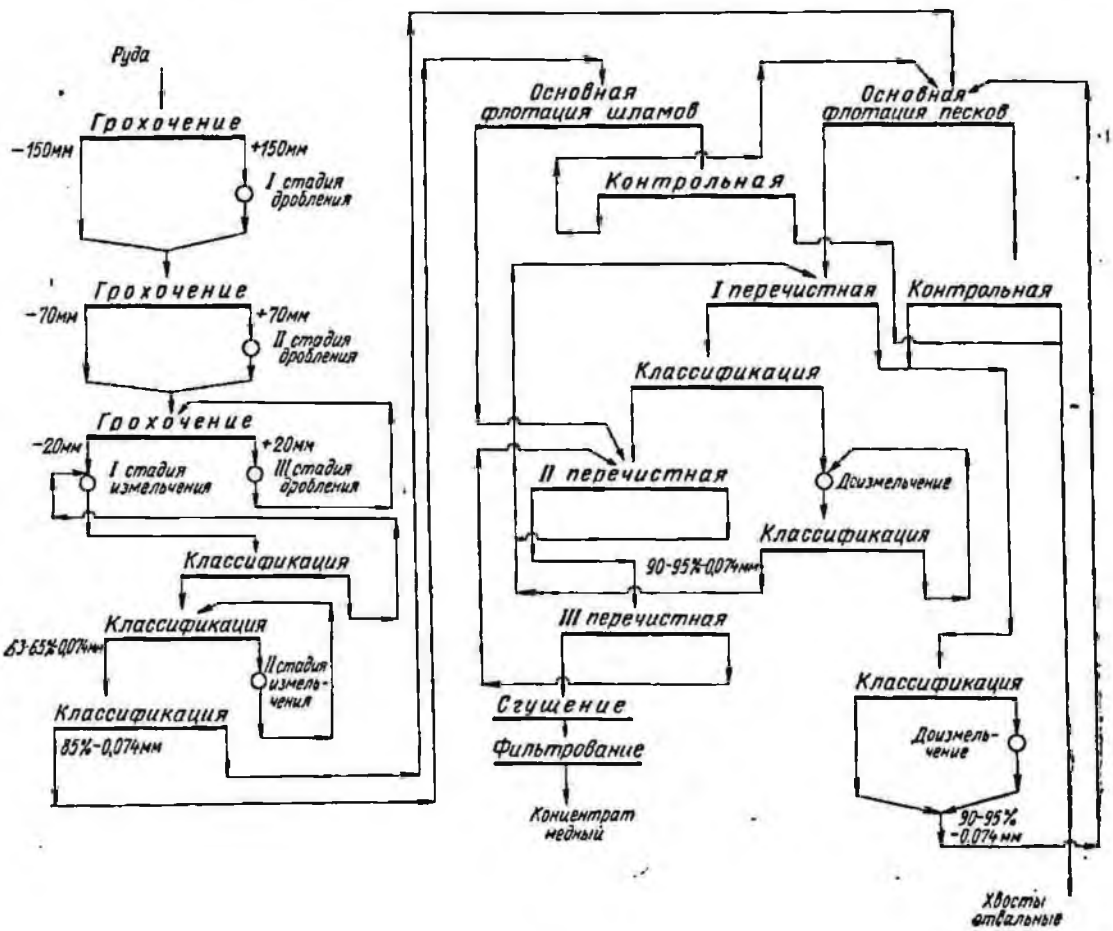


Таблица 13

Реагентный режим Джезказганской фабрики № 1

Операция	Расход реагентов на 1 т руды, г								
	сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	машинное масло	вспениватель Т-66	крезол марки В	сернистый натрий	цинковый купорос	цианистый натрий	активированный уголь
Медные сульфидные руды									
Классификация после I стадии измельчения	—	20—22	—	—	—	30—32	—	—	—
Флотация песков:									
основная	—	9—10	90—110	25—30	—	15—18	—	—	—
контрольная	—	9—10	25—35	15—20	—	—	—	—	—
Флотация шламов:									
основная	—	6—8	—	60—65	—	15—20	—	—	—
контрольная	—	6—8	—	8—10	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	50—58	115—145	108—125	—	60—70	—	—	—
Медно-свинцовые руды									
I стадия измельчения	500—600	35—40	—	—	150—155	—	—	—	—
Флотация коллективная:									
основная (I и II стадии)	—	24—30	—	—	50—55	—	—	—	—
контрольная	—	24—30	—	—	20	—	—	—	—
Флотация свинцовая:									
основная	600—700	12—20	—	—	} 10	90—110	700—800	700—800	170
I контрольная	—	—	—	—		—	200—250	200—250	—
перечистная концентрата (I и II)	100—150	—	—	—	—	20—24	200—250	200—250	50
Расход по режиму	1200—1450	95—120	—	—	230—240	110—134	1100—1300	1100—1300	220

концентрата без доизмельчения, непосредственно из тонких фракций, образующихся в циклах рудного измельчения. Флотация песковой части осуществляется совместно с доизмельченным промпродуктом, что интенсифицирует флотацию его. При флотации шламов в отдельном цикле из процесса выводятся хвосты, в которых сосредоточены все первичные шламы.

Технологическая схема подготовки медно-свинцовых руд к обогащению состоит из четырех стадий дробления в открытом цикле до 20 *мм* и двух стадий измельчения в стержневых мельницах в I стадии и в шаровых — во II стадии до крупности 60—65% класса —0,074 *мм* (рис. 2).

Разработанный и внедренный на Джезказганской фабрике метод разделения коллективного медно-свинцового концентрата основан на депрессии медных минералов комплексной цинково-цианистой солью с соблюдением специального технологического режима. На секции ведутся исследования по применению машин пенной сепарации, вибрационных машин и машин кипящего слоя для флотации крупнозернистого галенита. Реагентный режим приведен в табл. 13.

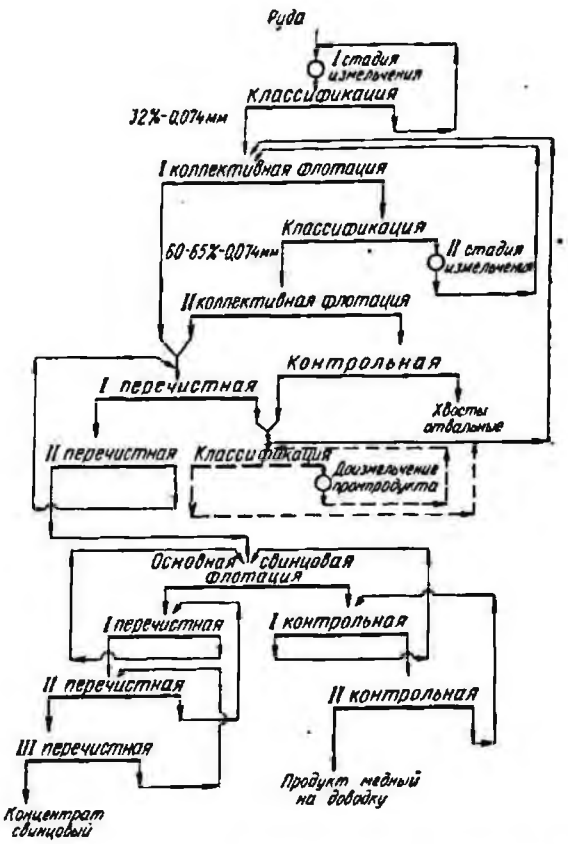


Рис. 2. Технологическая схема обогащения медно-свинцовых руд Джезказганской фабрики № 1

Фабрика № 2

На фабрике № 2 перерабатываются медные сульфидные, смешанные и окисленные руды как открытой, так и подземной добычи. Руда на фабрику транспортируется в 80-тонных железнодорожных думпкарах, разгрузка их производится штыревыми опрокидами в приемные воронки-бункера конусных дробилок. Сульфидные и смешанные руды открытой добычи перерабатываются по одной технологической схеме, но при различных реагентных режимах.

Подготовка их к обогащению состоит из трех стадий дробления в открытом цикле и двух стадий измельчения. В I стадии измельчения установлены стержневые мельницы, работающие в открытом цикле, а во II стадии — шаровые мельницы с двухспиральными классификаторами. Часть руд измельчается в три стадии. При этом мельницы III стадии работают в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Технологическая схема обогащения на фабрике № 2 аналогична схеме флотации медных руд на фабрике № 1 *.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 14 и 15, удельный расход реагентов — в табл. 16.

Для переработки окисленных медных руд принята комбинированная схема, в основу которой положен метод проф. В. Я. Мостовича.

Таблица 14

Характеристика крупности пробы дробленой руды Джезказганской фабрики № 2

Класс, мм	Выход, %			
	просев грохотов перед средним дроблением	питание дробилок мелкого дробления	разгрузка дробилок мелкого дробления	дробленая руда
—100+40	—	71,0	—	—
—40 +30	12,7	10,5	0,2	3,5
—30 +20	25,2	14,7	8,5	27,5
—20 +12	9,3	3,8	36,2	20,0
—12 +0	52,8		55,1	49,0

* Некоторые различия в распределении продуктов обогащения показаны на схеме цепи аппаратов фабрики № 2.

28832

Таблица 15

Характеристика крупности пробы измельченной руды Джезказганской фабрики № 2

Класс, мм	Выход, %							
	разгрузка мельницы			продуктов классификатора		продуктов гипроциклона III стадии		общий слив гидроциклонов
	стержневой	шаровой II стадии	шаровой III стадии	пески	слив	пески	слив	
−5,0 +3,2	8,1	0,9	—	16,1	—	—	—	—
−3,2 +1,6	19,5	3,9	—	12,9	—	—	—	—
−1,6 +0,5	19,1	15,2	—	23,1	0,6	0,2	—	—
−0,5 +0,3	11,7	28,8	10,6	27,0	12,5	18,8	3,5	—
−0,3 +0,2	5,4	11,3	17,7	6,2	12,0	21,6	9,8	4,7
−0,2 +0,15	4,8	8,0	19,7	3,3	12,0	22,0	15,2	6,8
−0,15. +0,1	3,8	7,0	17,9	2,4	11,6	16,6	10,4	10,6
−0,1 +0,071	3,1	4,4	9,2	1,4	7,8	6,1	11,1	10,1
−0,071 +0	24,5	20,5	24,9	7,6	43,5	14,7	50,0	67,8

Схема включает измельчение руды в две стадии до 45—55% класса −0,074 мм, разделение рудной пульпы на пески и шламы, доизмельчение песков и флотацию из них сульфидов, выщелачивание шламов серной кислотой, цементацию меди губчатым железом, флотацию цементной меди, совместное сгущение и фильтрование сульфидного и цементного концентратов.

Дальнейшее усовершенствование схемы обогащения окисленных руд проводится в направлении применения сорбции в сочетании с предварительной флотацией сульфидов и выщелачиванием окислов меди, что позволит повысить общее извлечение меди из руды до 85 (90)%.

Обезвоживание медных концентратов, получаемых на обеих фабриках, осуществляется совместно и включает сгущение до 60% твердого с контрольным сгущением слива сгустителей, фильтрование сгущенного продукта до 10—11% влаги. С пуском строящегося в непосредственной близости от фабрик металлургического завода, на котором будет производиться плавка медных концентратов, операции сгущения и фильтрования будут осуществляться на заводе.

Технологические показатели обогащения приведены в табл. 17.

Таблица 16

Расход реагентов на Джезказганской фабрике № 2

Реагент	Расход на 1 т руды, г		
	сульфидной	смешанной	окисленной
Ксантогенат бутиловый	90	150	117
Машинное масло	120	127	93
Т-66	100	100	110
Аэрофлоты бутиловый и изопропиловый	—	—	191
Сернистый натрий	67	208	381
Известь	—	—	5 120
Серная кислота	—	—	37 130
Губчатое железо	—	—	16 510

Таблица 17

Технологические показатели обогащения руд на Джезказганских фабриках № 1 и 2

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Cu	Pb	Cu	Pb
Сульфидная медная	39—40	—	90—93	—
Окисленная медная	30—31	—	75—80	—
Медно-свинцовая	30—33	48—50	86—90	65—70

Расход электроэнергии, воды и материалов на Джезказганских фабриках № 1 и 2 на 1 *т* руды

Фабрики № 1 и 2

Электроэнергия, *квт·ч*	34,5
Вода, *м*³	3,75
Шары (медная руда), *кг*	1,55
Фильтроткань, *м*²	0,0008

Фабрика № 1 (медно-свинцовая руда)

Стержни, *кг*	0,912
Шары, *кг*	1,38

Фабрика № 2

Стержни, *кг*	0,325

Коэффициент использования измельчительного оборудования на фабрике № 1 составляет 91,9%, на фабрике № 2 — 91%.

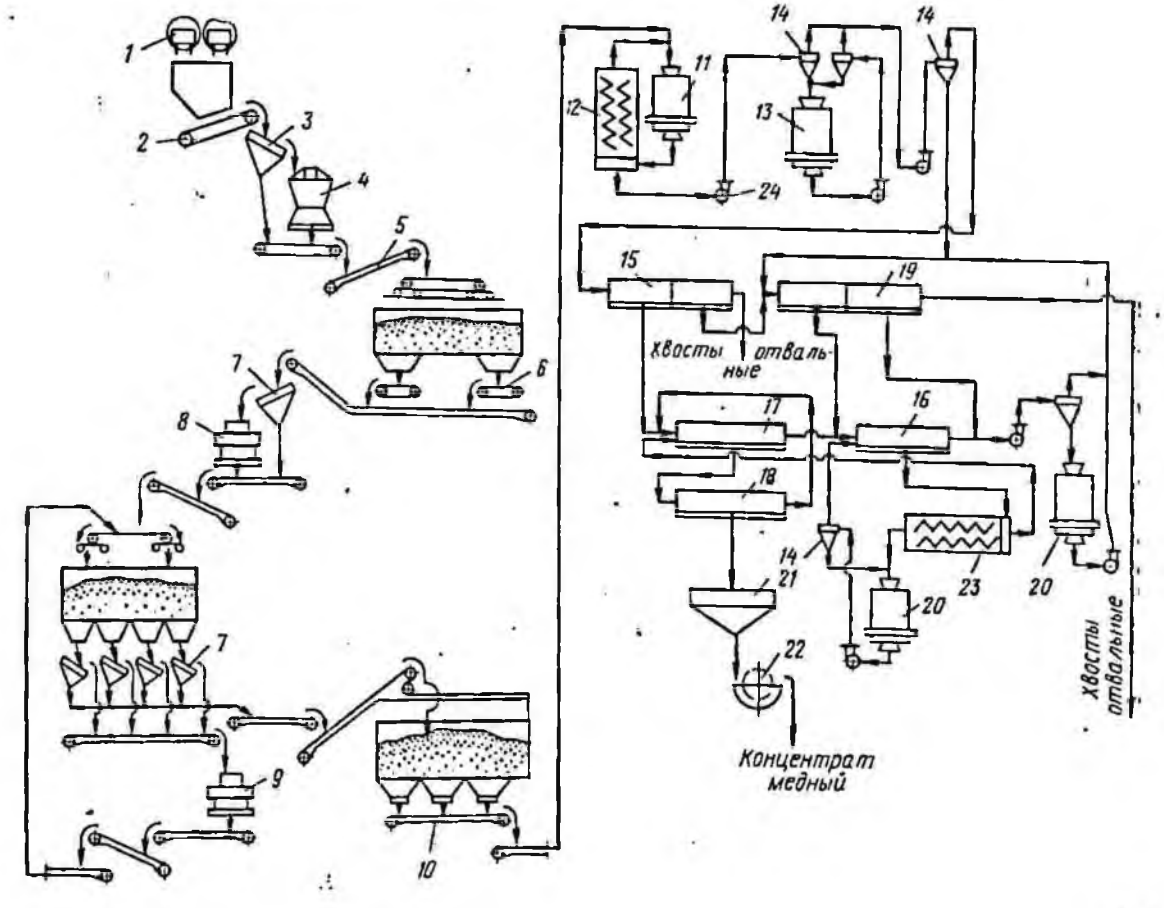
Схемы цепи аппарата фабрик № 1 и 2 для обогащения сульфидных и смешанных медных руд показаны на рис. 3 и 4.

Хвостохранилище (общее), расположено на горизонтальной площадке на расстоянии 3,5 *км* от фабрик.

Из главных корпусов фабрик пульпа направляется в хвостовой туннель с двумя

Рис. 3. Схема цепи аппаратов Джезказганской фабрики № 1 для обогащения сульфидных медных руд:

1 — вагоноопрокидыватель круговой 100-тонный; *2* — пластинчатый питатель 1800 × 18000 *мм*; *3* — колосниковый грохот; *4* — конусная дробилка крупного дробления ККД-900/160; *5* — ленточный конвейер; *6* — пластинчатый передвижной питатель; *7* — инерционные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *8* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *10* — конвейер-питатель; *11* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100; *12* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *13* — шаровая мельница с центральной разгрузкой 3600 × 4000 *мм*; *14* — гидроциклоны; *15* — механическая флотационная машина ФМР-25 для основной и контрольной флотации шламов; *16* — то же, для I перечистной флотации чернового медного концентрата; *17* — то же, для II перечистной флотации чернового медного концентрата, *18* — механическая флотационная машина ФМР-10 для перечистной флотации; *19* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной и контрольной флотации песков; *20* — шаровые мельницы с решеткой МШР-2700 × × 3600; *21* — сгуститель с периферическим приводом П-18; *22* — барабанный фильтр с наружной фильтрующей поверхностью БОУ40-3; *23* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20; *24* — песковый насос



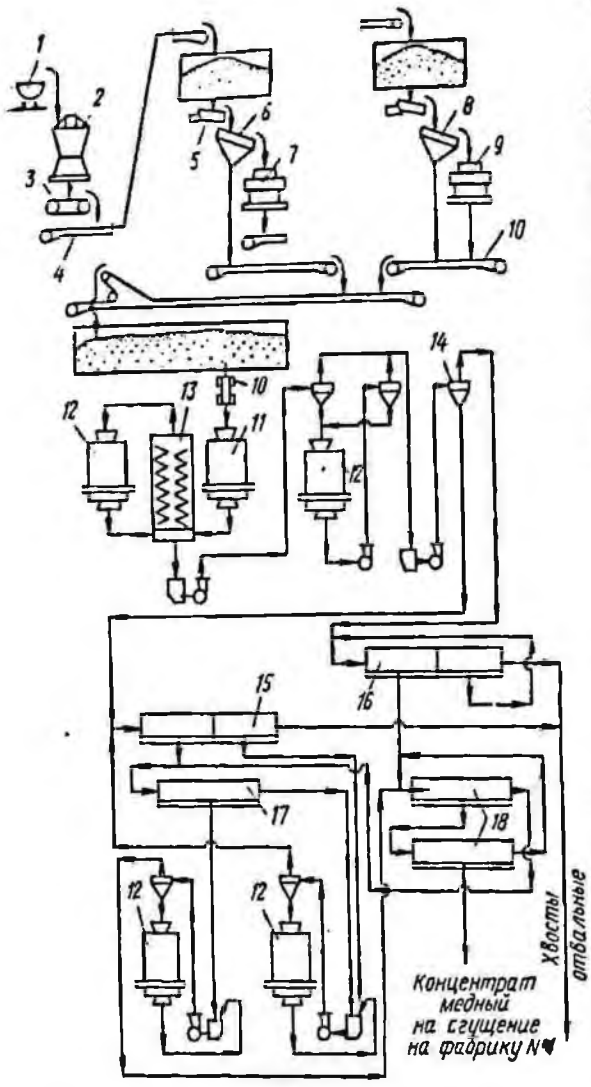


Рис. 4. Схема цепи аппаратов Джезказганской фабрики № 2 для обогащения сульфидных и смешанных медных руд:

1 — вагоноопрокидыватель; *2* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500; *3* — пластинчатый питатель 2400 × 15000 *мм*; *4* — ленточный конвейер; *5* — электровибрационный питатель 1500 × 2500 *мм*; *6* — инерционный колосниковый грохот 1750 × 3500 *мм*; *7* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *8* — инерционный грохот 1800 × 3600 *мм*; *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *10* — конвейер-питатель; *11* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *12* — шаровые мельницы с центральной разгрузкой 3600 × 4000 *мм*; *13* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30; *14* — гидроциклон; *15* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной и контрольной флотации песков; *16* — то же, для основной и контрольной флотации шламов; *17* — механическая флотационная машина ФМР-25 для I перечистной флотации чернового концентрата; *18* — то же, для II и III перечистной флотации чернового концентрата

лотками (один резервный). Лотки в нижней части футерованы плитками из каменного литья. Длина туннеля 1300 *м*. Пульпа по туннелю попадает в зумпфы пульпонасосной станции и затем по стальным трубам (одна нитка рабочая, другая — резервная) направляется в хвостохранилище. Первоначальная дамба насыпана из суглинка с обсыпкой естественной гравийно-галечной смесью по всему контуру. Высота дамбы от 3 до 7 *м*. По гребню дамбы проложен распределительный пульповод из стальных труб диаметром 1000 *мм* со 100-*мм* выпусками через каждые 10 *м*. Намыв хвостохранилища производится «веерным» способом. Сброс осветленной воды из хвостохранилища осуществляется по железобетонному проходному тоннелю, в котором проложена стальная труба, подающая осветленную воду в насосную станцию оборотной воды. Забор воды из хвостохранилища регулируется задвижками, установленными на насосной станции. Оборотная вода по водоводу направляется в резервуары фабрик. Кроме хвостов фабрик, в хвостохранилище сбрасывают: 300 $м^3/ч$ промливневых стоков ТЭЦ, 500 $м^3/ч$ воды с золой ТЭЦ, 500 $м^3/ч$ шахтных вод и хозяйственно-фекальные воды.

Химический состав сточных вод, промышленной и оборотной воды и жидкой фазы отвальных хвостов приведен в табл. 18. Разрезы корпуса крупного дробления фабрики № 1 и 2, главного корпуса показаны на рис. 5 и 6, корпуса фильтрования фабрики № 1 — на рис. 7.

Проектно-компоновочные решения дробильного комплекса для руд открытой добычи Джезказганской фабрики № 2 в основном аналогичны решениям подобного комплекса Алмалыкской медной фабрики.

Кафанская фабрика (Армянская ССР)

Рудной базой новой фабрики является Кафанское месторождение, представленное большим количеством (более 300) кварцево-сульфидных жил и зон оруденения (штокверков), отрабатываемых несколькими рудниками.

Все жилы и штокверки залегают среди плагиоклазовых и кварцевых порфиритов, превращенных во вторичные кварциты.

По минеральному составу руды довольно разнообразны — от существенно медных до полиметаллических. В настоящее время эксплуатируются только медные богатые жильные руды и медные штокверковые пирито-халькозино-халькопиритовые с энаргитом и борнитом.

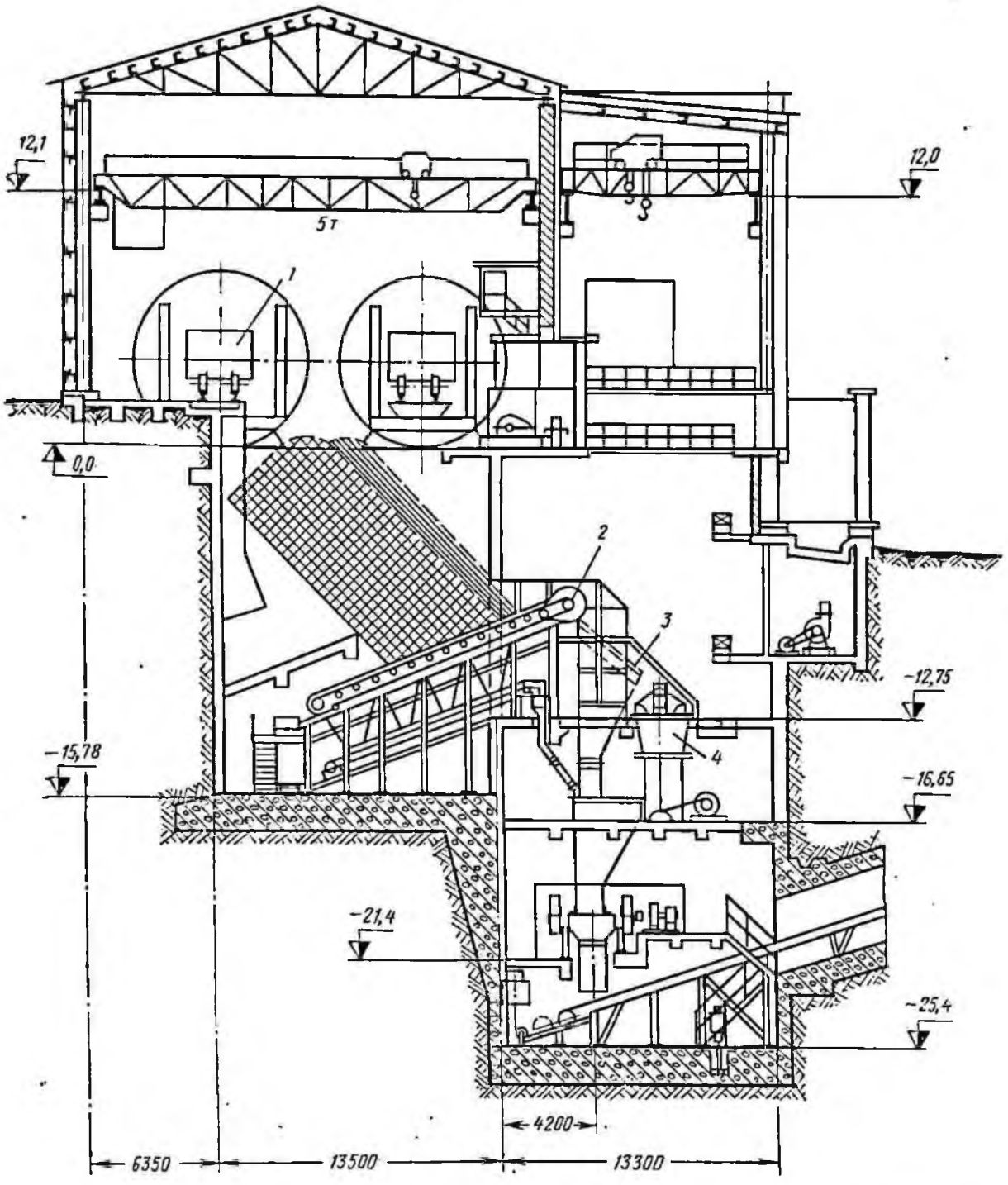


Рис. 5. Корпус крупного дробления Джезказганской фабрики № 1:
1—4 — см. рис. 3

Руды различных рудников и участков месторождения отличаются по вещественному составу и характеру рудной вкрапленности. В рудах открытой добычи преобладает медь в форме вторичных сульфидов и окисленных соединений.

Основные рудные минералы: халькопирит, борнит, халькозин, пирит; из нерудных преобладает кварц. Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 19.

Плотность руды 2,9—3 *т/м*³, влажность 3—3,5%, коэффициент крепости 12—16.

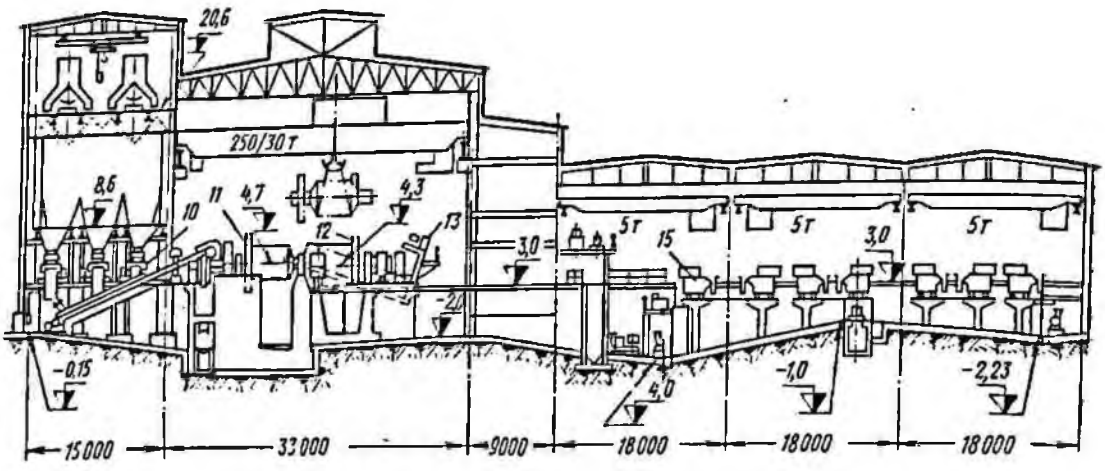


Рис. 6. Главный корпус Джезказганской фабрики № 2:
10—13 и 15 — см. рис. 4

Таблица 18

Химический состав сточных вод (промышленной и оборотной) и жидкой фазы отвальных хвостов Джезказганского комбината

Продукт	Общая жесткость, *мг·экв/л*	pH	Содержание компонентов, *мг/л*							Сухой остаток, *мг/л*
			HCO_3^{1-}	Cl^{1-}	SO_4^{2-}	Ca^{2+}	Mg^{2+}	Fe^{2+}_{3+} общ	Cu^{2+}	
Вода:										
промышленная	18,2		189	192	909	268	59,6	0,4	0,28	2 052
оборотная . .	40	8,0	36,6	461	1933	641	96	1,27	0,3	4 249
Хвосты флотации:										
сульфидной .	37		110	388	2227	570	110	0,5	0,1	4 446
окисленной без нейтрализации	440	2,9	—	383	7737	725	99,7	3750	101	13 661
то же после нейтрализации	20		—	200	6758	321	41	2900	12,3	11 372
общие фабричные	46		—	336	2918	755	98	2682	0,27	5 356
Промывные воды ТЭЦ	16,15	8,12	195	347	853	190	81	0,07	—	2 106
Хозяйственно-фекальные воды .	16,1	8,2	189	390	820	200	74	0,01	—	2 173

Таблица 19

Результаты фазового анализа руд Кафанской фабрики

Руда	Распределение, %						
	меди в форме			железа в форме		серы в форме	
	окисленной	сульфидной		окисленной	сульфидной	сульфатной	сульфидной
		первичной	вторичной				
Сульфидная . . .	3,7	65,7	30,6	37,6	62,4	1,9	98,1
Окисленная . . .	18,0	32,0	50,0	42,2	57,8	5,7	94,3

Отработка месторождения ведется подземным и открытым способами. Максимальная крупность куска руды 500—700 *мм*.

Новая фабрика введена в эксплуатацию в 1968 г.

Предприятие связано с рудниками транспортной шестикилометровой штольней, по которой руда доставляется электровозами в вагонетках.

Водоснабжение фабрики осуществляется от III ГЭС на р. Геги, снабжение электроэнергией — от Гюмушлугской ГЭС.

Технологическая схема обогащения Кафанской фабрики показана на рис. 8.

Дробление руды производится в три стадии, измельчение двухстадиальное до 60—65% класса —0,074 *мм*. В первой стадии измельчения применяются стержневые мельницы, а во второй — шаровые. Из хвостов медной флотации проектом предусмотрено выделение пиритного концентрата.

На фабрике разработаны реагентные режимы для руд с преобладанием халькопирита и обогащенных халькозином и энаргитом. Реагентный режим приведен в табл. 20. В медный концентрат, содержащий 18—20% меди, извлекается 87—92% меди в зависимости от соотношения руд подземной и открытой добычи.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Кафанской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	20,37
Вода, *м*³	4,0
Стержни, *кг*	0,522
Шары, *кг*	0,918
Футеровка, *кг*	0,237
Фильтроткань, *м*²	0,0026

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 93,66%.

Схема цепи аппаратов Кафанской фабрики показана на рис. 9.

Аэролифтные флотационные машины имеют резерв и могут обеспечить увеличение производительности фабрики.

Установка новых аэролифтных флотационных машин по сравнению с механическими позволила сократить площадь флотационного отделения на 1 *т* перерабатываемой руды в 5 раз, расход электроэнергии — в 2 раза.

С целью улучшения гранулометрического состава пульпы в 1973 г. для доизмельчения песков гидроциклонов в схему цепи аппаратов введена дополнительная шаровая мельница (2700 × 3600 *мм*).

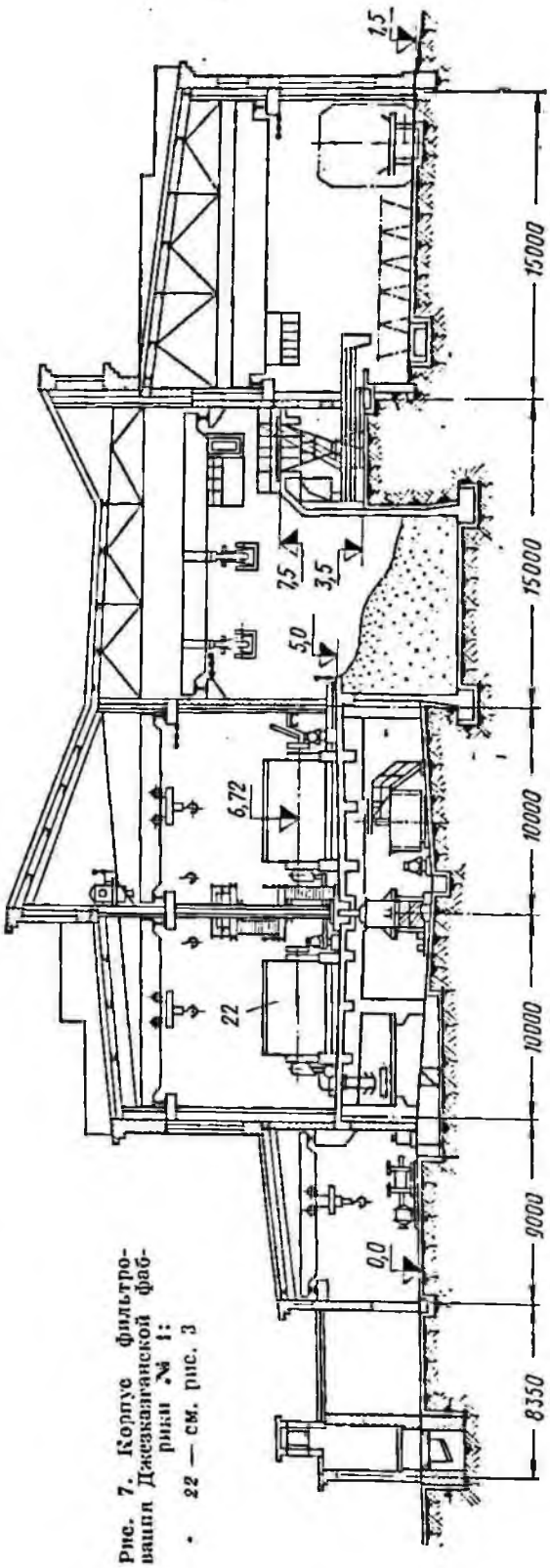
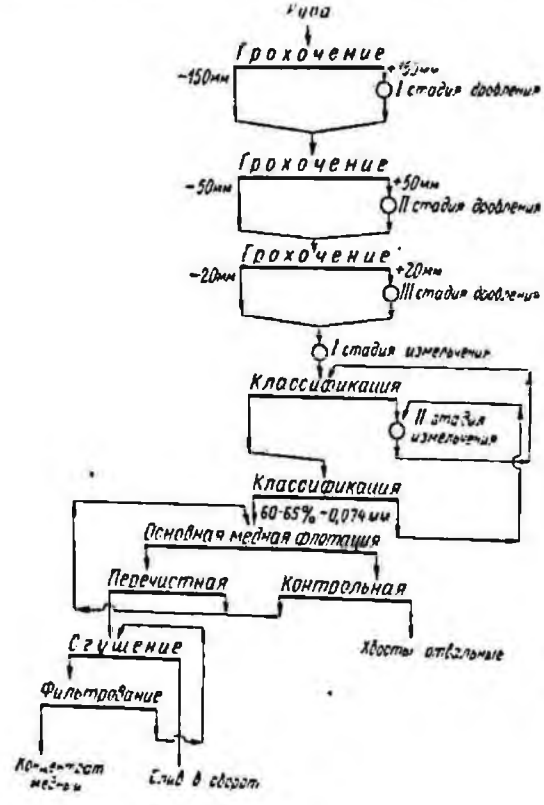


Рис. 7. Корпус фильтровании Джезказганской фабрики № 1:
22 — см. рис. 3

Таблица 20

Реагентный режим Кафанской фабрики

Операция, точка подачи	Расход реагентов на 1 *т* руды, *г*		
	известь	ксантогенат бутиловый	Т-66
Руда с преобладанием халькопирита			
Измельчение	2500 pH = 8,5 ÷ 9,5	—	—
Флотация основная:			
в начало процесса	—	10	21
в середину фронта флотации	—	5	—
Флотация контрольная:			
в начало процесса	—	5	—
в середину фронта флотации	—	5	9
Расход по режиму	2500	25	30
Руда с преобладанием халькозина и энаргита			
Измельчение	3000 pH = 9,0 ÷ 10,5	—	—
Флотация основная:			
в начало процесса	—	13	30
в середину фронта флотации	—	6	—
Флотация контрольная:			
в начало процесса	—	6	—
в середину фронта флотации	—	—	13
Расход по режиму	3000	25	43



Отличительными особенностями проектно-компоновочных решений фабрики являются:

установка дробильного оборудования II и III стадий и сгустителей на открытых площадках в связи с благоприятными климатическими условиями; для обеспечения нормальных условий работы в зимнее время смазочная станция размещена под дробилками;

применение глубоких аэролифтных флотационных машин в операциях основной и контрольной флотации.

Разрезы корпусов среднего и мелкого дробления Кафанской фабрики показаны на рис. 10, главного — на рис. 11.

Рис. 8. Технологическая схема обогащения Кафанской фабрики

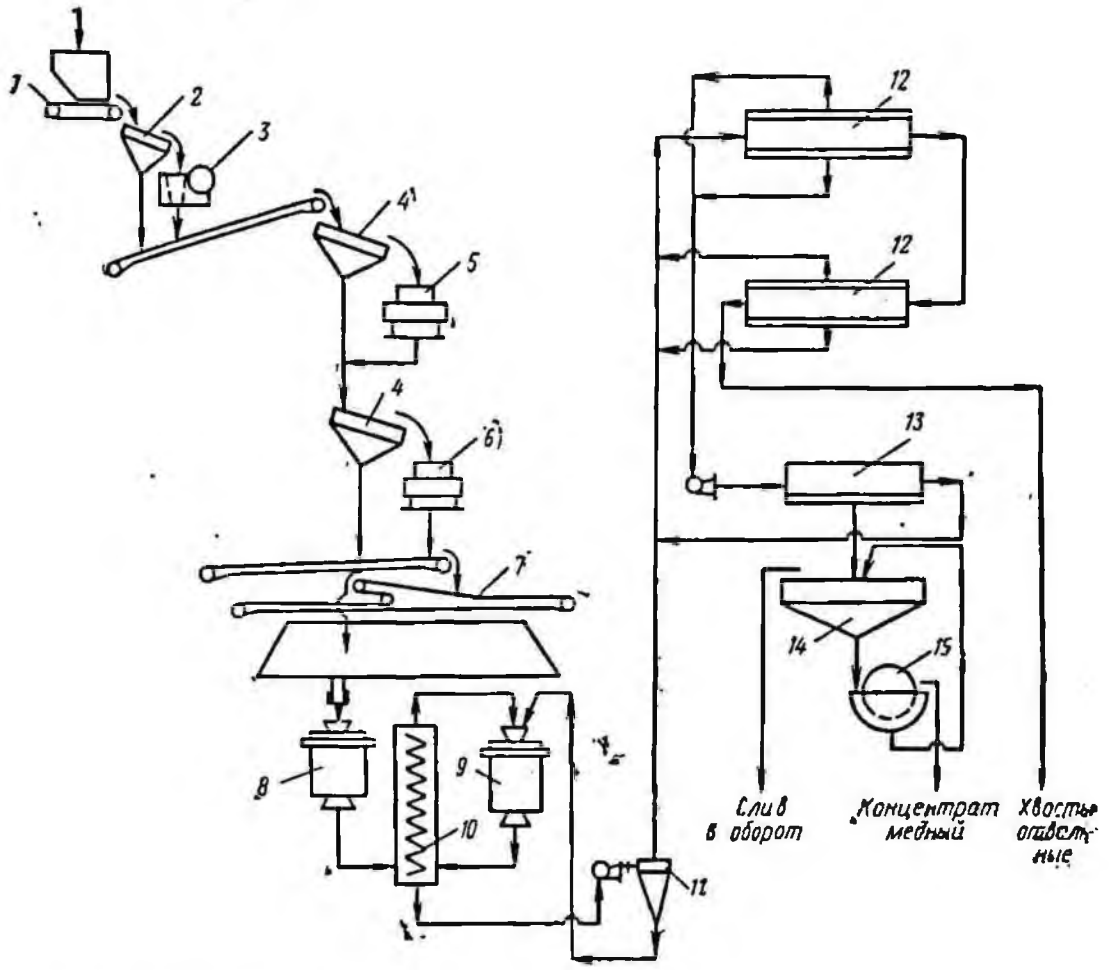


Рис. 9. Схема цепи аппаратов Кафанской фабрики: *1* — пластинчатый питатель; *2* — колосниковый грохот; *3* — щековая дробилка 900 × 1200 *мм*; *4* — инерционный грохот 1750 × 3500 *мм*; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *7* — ленточный конвейер; *8* — стержневая мельница МСЦ-2700 × 3600; *9* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-2700 × 3600; *10* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24; *11* — гидроциклон; *12* — аэролифтные флотационные машины АМФ-2,5 для основной и контрольной флотации; *13* — механическая флотационная машина М-4 для перечистной флотации чернового медного концентрата; *14* — сгуститель с периферическим приводом П-24; *15* — барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью БОУ40-3

§ 3. Фабрики для обогащения медно-порфировых руд

Алмалыкская фабрика для медных руд (Узбекская ССР)

На обогатительной фабрике перерабатываются смешанные и сульфидные медно-порфировые руды Кальмакырского месторождения.

Окисленные руды (упорные и неупорные), добываемые на месторождении в небольшом количестве (около 1%), складируются во временные отвалы.

На обогатимость руд, помимо степени окисленности, существенно влияет состав вмещающих пород (спилито-диориты, гранодиорит-порфиры и вторичные кварциты) и характер их изменений (окварцевание, серицитизация, лимонитизация, каолинизация, хлоритизация и др.). Около 70% запасов руд сосредоточено в спилито-диоритах. Наиболее легко обогатимые руды приурочены к вторичным кварцитам.

Характерной особенностью месторождения является весьма неравномерная вкрапленность и тонкое взаимное прорастание сульфидных минералов.

Первичные сульфидные руды относительно однородны по минеральному составу и содержанию меди. Самыми распространенными минералами в них являются халькопирит, халькозин и пирит, присутствующие в свободных зернах и в сростках с нерудными минералами. Встречаются

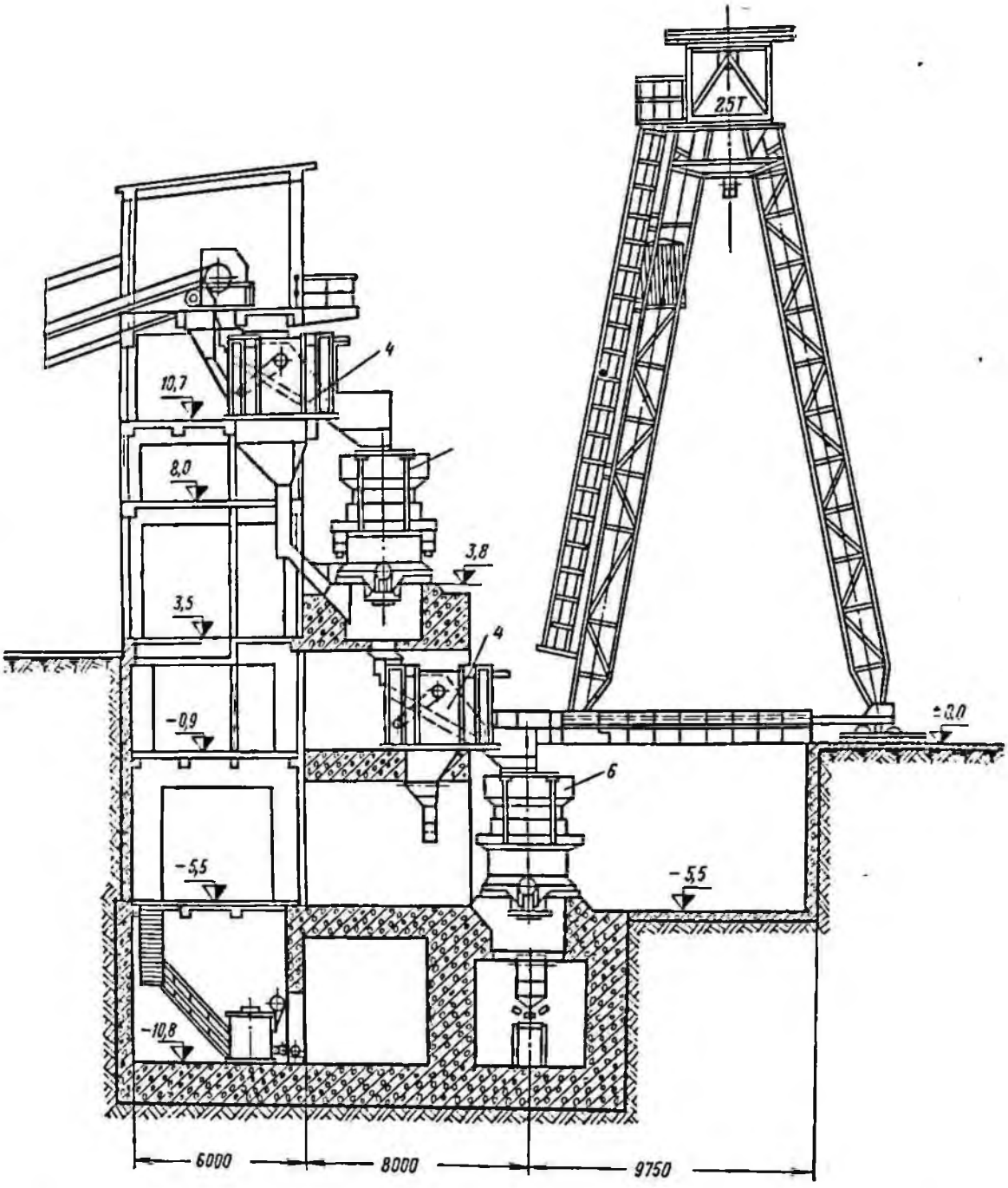


Рис. 10. Корпус среднего и мелкого дробления Кафанской фабрики:
4—6 — см. рис. 9

участки, сильно обогащенные пиритом. Молибденит в рудах наблюдается в виде редкой тонкой вкрапленности. В смешанных рудах основная часть сульфидной меди представлена халькозином, а окисленная (примерно 25%) находится в форме малахита, куприта, хризоколлы, медистого галлуазита и других медных минералов.

Сульфидные и смешанные руды перерабатываются на фабрике совместно. Состав смешанных и сульфидных руд значительно изменяется по содержанию первичных и вторичных сульфидов меди, пирита, вмещающих пород, содержанию шламов и водорастворимых соединений, что периодически требует изменения технологических схем и реагентных режимов.

Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 21.

Плотность руды 2,6 *т/м*³, коэффициент крепости 12—14, влажность 2—4%, крупность максимального куска 1200 *мм*.

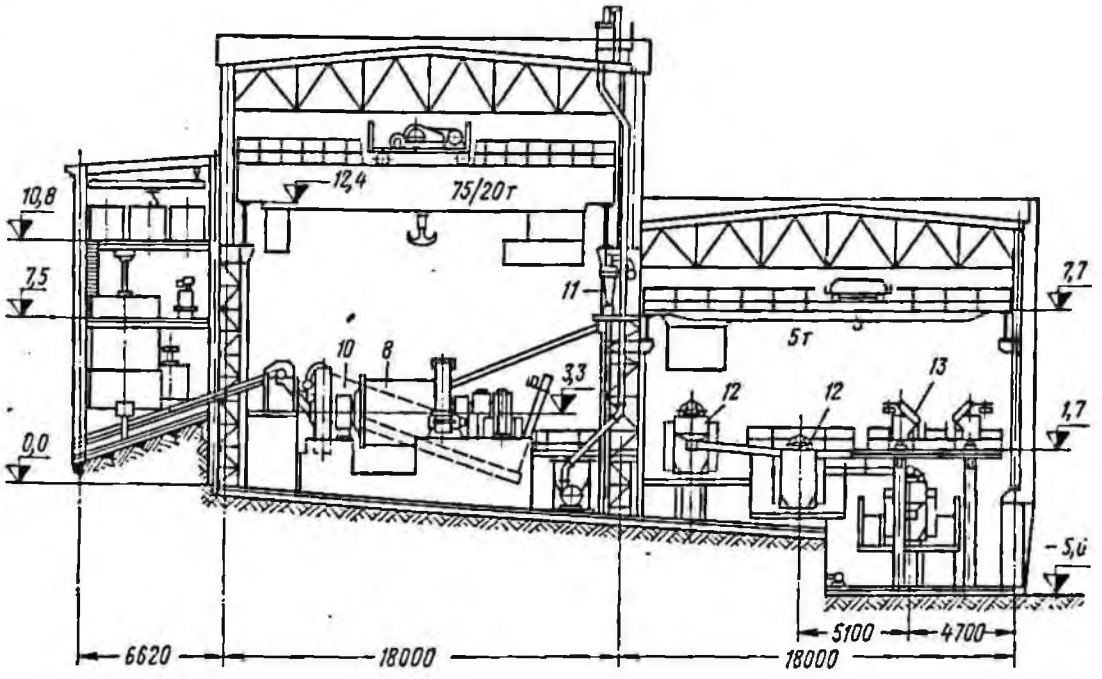


Рис. 11. Главный корпус Кафанской фабрики
8, *10*, *12* и *13* — см. рис. 9

Руда добывается открытым способом и доставляется на фабрику железнодорожным транспортом в 100-тонных думпкарах.

Режим работы дробильных корпусов двухсменный, по семь часов с выходным днем, корпусов главного, обезвоживания и фильтрации — трехсменный с непрерывной рабочей неделей.

Источником электроэнергии является районная подстанция Узбекэнерго, расположенная в 1 *км* от главного корпуса, источником водоснабжения — подрусловые воды р. Ангрен.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1961 г. В дальнейшем начаты ее расширение и реконструкция, которые осуществляются в две очереди.

Для переработки окисленных руд строится отдельная секция с самостоятельным дробильным комплексом.

Технологическая схема обогащения после реконструкции первой очереди Алмалыкской фабрики показана на рис. 12.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 22.

На фабрике осуществляется оборотное водоснабжение при соотношении свежей и оборотной воды 1 : 2 ÷ 1 : 3. Анализом установлено, что в оборотной воде присутствуют в значительном количестве ионы железа, меди, кальция, магния, натрия, гидрокарбоната, хлора и сульфоксидной группы. Для стабилизации ионного состава и щелочности пульпы в интервале pH= = 8,5 ÷ 9 в рудные мельницы подается известь.

Перечистные операции коллективного концентрата осуществляются в известковой среде, содержание свободной окиси кальция 700—900 *г/м*³; pH > 10,5 ÷ 11.

Удельный расход реагентов приведен в табл. 23.

Создание сильноизвестковой среды во флотации является односторонней мерой, поскольку снижает извлечение молибдена и золота. Особенно велики потери молибдена (20—25%) во II перечистной операции, которой предшествует доизмельчение коллективного концентрата до 95% класса —0,074 *мм*.

Характеристика пробы коллективного концентрата приведена в табл. 24.

Таблица 21

Результаты фазового анализа пробы руды, %

Руда	Распределение меди в форме, %			
	окисленной		сульфидной	
	свободной	связанной	первичной	вторичной
Кальмакырская	16,25	1,35	43,24	39,16

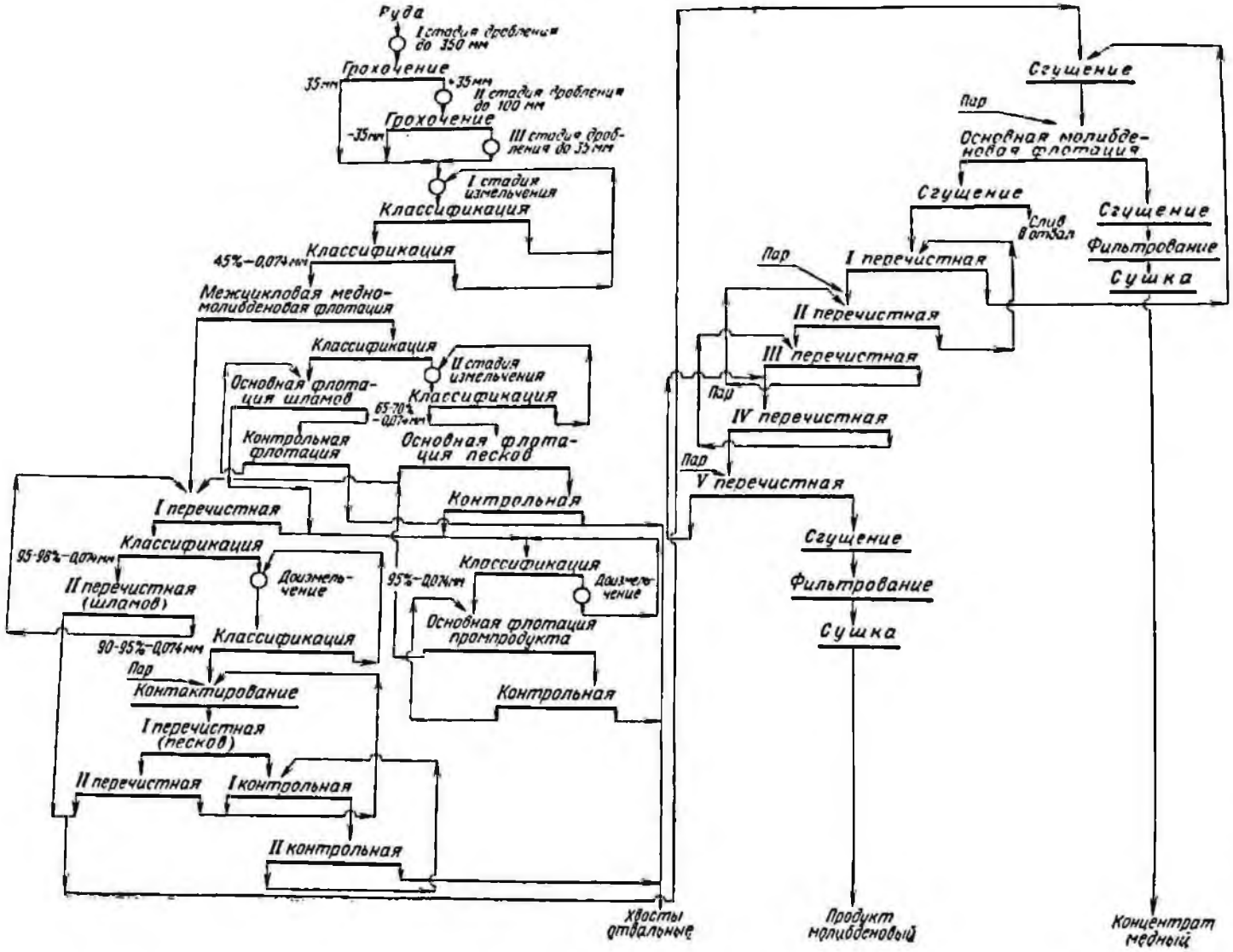


Рис. 12. Технологическая схема обогащения Алмалыкской фабрики для медных руд (реконструкция первой очереди)

Таблица 22

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Алмалыкской фабрики

Класс, мм	Выход, %		
	дробленая руда	измельченная руда	
		I стадия	II стадия
+35	4,0	—	—
—35 +25	13,4	—	—
—25 +15	29,2	—	—
—15 +10	14,1	—	—
—10 +5	10,9	—	—
—5 +1	14,8	—	—
—1 +0,6	2,1	0,6	—
—0,6 +0,3	2,9	2,0	0,5
—0,3 +0,2	1,5	9,8	2,3
—0,2 +0,15	0,8	13,7	6,0
—0,15 +0,1	1,0	14,4	5,7
—0,1 +0,074	0,6	9,1	20,8
—0,074 +0	4,7	50,4	64,7

Проектом реконструкции предусмотрена схема с выделением шламовой фракции из концентрата I перечистки и направлением ее в готовый концентрат.

Вывод шламовой фракции из концентрата I перечистки улучшает условия доводки песков, последующего разделения коллективного концентрата, увеличивает извлечение меди, молибдена, золота и серебра.

Повышение технологических показателей было достигнуто также в результате применения в коллективном цикле флотации эмульсии аполярного собирателя (трансформаторное и веретенное масла, керосин и др.) и спиртового пенообразователя (Т-66) в соотношении 1 : 2 ÷ 1 : 4.

Перед разделением коллективный концентрат сгущается и подвергается окислительной пропарке при температуре 80 ± ± 5° С.

Исследованиями установлено, что определяющими параметрами пропарки в известковой среде являются разрушение и снятие с поверхности минералов ксантогенатного покрытия, степень окисления сульфидов и сорбция ионов кальция. Эти процессы взаимосвязаны между собой.

Черновой молибденовый концентрат сгущается и репульпируется для отмывки избытка извести.

Перечистные операции осуществляются в среде сернистого натрия (3—5 *г/л*) при подогреве пульпы до 60 ± 5° С.

Острый пар подается непосредственно в камеры флотационных машин.

Таблица 23

Расход реагентов на Алмалыкской фабрике

Реагент	Операция, точка подачи	Расход на 1 *т* руды, *г*
	Коллективная флотация	
Известь	Рудные мельницы до pH = 8,5 ÷ 9, допзмельчение концентрата до pH > 10,5 ÷ 11; содержание свободной CaO составляет 700—900 *г/м³*	3815
Ксантогенат:	Камеры флотационных машин (основная и контрольная)	
бутиловый		16
изопропиловый		14
Масло веретенное		10
Вспениватель Т-66		27
Аэрофлот:		
бутиловый		21
изопропиловый		
Сернистый натрий		50
	Разделение медно-молибденового концентрата	
Масло веретенное	Камеры флотационных машин (основная флотация)	6
Сернистый натрий	То же, (перечистки концентрата)	320
Жидкое стекло	То же, (основная флотация, перечистки концентрата)	400

Таблица 24

Характеристика пробы коллективного концентрата Алмалыкской фабрики

Продукт	Класс, мкм									
	+44		−44+20		−20+10		−10+5		−5	
	Распределение, %									
	Cu	Mo	Cu	Mo	Cu	Mo	Cu	Mo	Cu	Mo
Коллективный концентрат флотации:										
I перечистной .	15,3	9,0	49,0	59,4	26,6	23,4	6,2	5,68	2,9	2,52
II перечистной .	19,04	10,04	50,27	31,49	22,31	9,89	4,21	31,17	4,17	17,41

Изменение состава перерабатываемых руд и коллективных концентратов в сторону увеличения содержания сульфидных компонентов в значительной степени уменьшило расход сернистого натрия. Это позволило осуществлять разделение коллективных концентратов пропаркой без добавления извести перед селекцией и сернистого натрия в перечистных операциях. Из медной руды извлекается 83—85% меди в медный концентрат, содержащий 18—20% меди, и 55—60% молибдена в молибденовый продукт, содержащий 35—40% молибдена. В молибденовый продукт переходит и значительная часть рения, находящегося в руде.

Основная часть золота ассоциируется с халькопиритом и переходит в медный концентрат. В смешанных рудах золото на 40—50% находится в свободном состоянии, а в сульфидных — на 15—20%. Крупность свободного золота достигает 20—70 *мкм*.

На фабрике, наряду с флотационным, осуществляется гравитационное извлечение золота, что позволило получить прирост извлечения золота на 2%. Общее извлечение золота изменяется от 74 до 78%.

В качестве гравитационных аппаратов для доизвлечения золота применяются: гидроловушки, установленные на сливе мельниц I стадии измельчения, щелевые концентраторы с гидроциклонами, работающими на коллективном концентрате I перечистки, и др.

Проектом предусмотрено строительство золотоизвлекательной секции в главном корпусе фабрики.

Наряду с обогащением руды Кальмакырского месторождения на фабрике периодически перерабатываются конверторные шлаки Алмалыкского медеплавильного завода флотацией с извлечением из них меди в концентрат 80—85%. Шлак партиями по 500—600 *т* подвергается дроблению в две стадии до крупности 75—0 *мм* и смешивается с рудой в соотношении примерно 1 : 9.

Смесь измельчается до крупности 65—70% класса −0,074 *мм*. Во флотацию дополнительно подают бутиловый ксантогенат.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Алмалыкской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	26,5
Вода, *м*³	4,3
Шары, *кг*	1,55
Футеровка, *кг*	0,11
Фильтроткань, *м*²	0,00029

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 90,5%.

Схема цепи аппаратов Алмалыкской фабрики показана на рис. 13.

Особенностями технологической схемы, режимов работы фабрики и аппаратурного оформления являются:

использование острого пара в различных операциях обогащения, что позволило извлекать молибден из смешанных руд, обладающих повышенной сорбционной способностью к сернистому натрию, и сократить расход этого реагента в несколько раз;

флотация промпродукта в отдельном цикле;

внедрение гравитационных аппаратов для доизвлечения золота из различных продуктов обогащения;

применение мощного оборудования — шаровых мельниц 3600 × 5000 *мм*, классификаторов диаметром 3000 *мм*, грунтовых насосов 20Гр-8 и 28Гр-8;

широкое использование электрокорунда и износостойкой резины для покрытия быстро изнашивающихся деталей обогатительного оборудования;

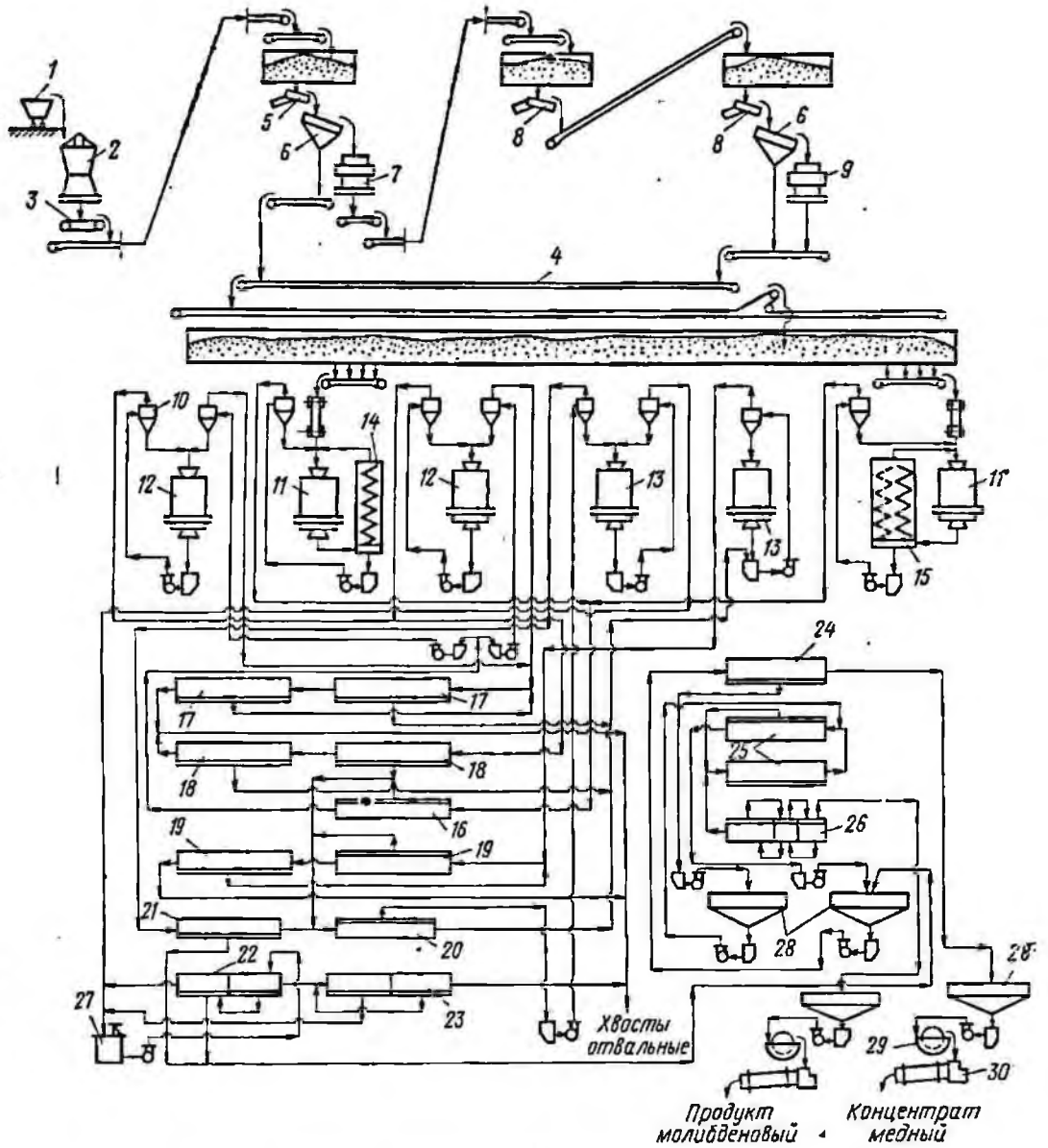


Рис. 13. Схема цепи аппаратов Алмалыкской фабрики для медных руд:

1 — вагоноопрокидыватель; *2* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500; *3* — пластинчатый питатель 2400 × 15 000 *мм*; *4* — ленточный конвейер; *5* — электровибрационный питатель ПЭВ2-4 × 12; *6* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51; *7* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *8* — электровибрационные питатели ПЭВ-8 × 15; *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *10* — гидроциклон; *11* — шаровые мельницы с решеткой МШР-3600 × 5500; *12* — то же, с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5000; *13* — то же, МШЦ-2700 × 3600; *14* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-30; *15* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30; *16* — механическая флотационная машина ФМР-63 для межцикловой медно-молибденовой флотации; *17* — то же, для основной и контрольной флотации шламов; *18* — то же, для основной и контрольной флотации песков; *19* — то же, для основной и контрольной флотации промпродукта; *20* — механическая флотационная машина ФМР-25 для I перечистной флотации концентрата (шламов); *21* — то же, для II перечистной флотации концентрата; *22* — механическая флотационная машина М-4 для I и II перечистной флотации концентрата (песков); *23* — то же, для I и II контрольной и I перечистной флотации; *24* — механическая флотационная машина для основной молибденовой флотации; *25* — механическая флотационная машина М-4 для I и II перечистной флотации молибденового продукта; *26* — то же, для III—V перечистной флотации; *27* — контактный чан; *28* — сгуститель с периферическим приводом П-30; *29* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5; *30* — барабанная сушилка 2800 × 140000 *мм*

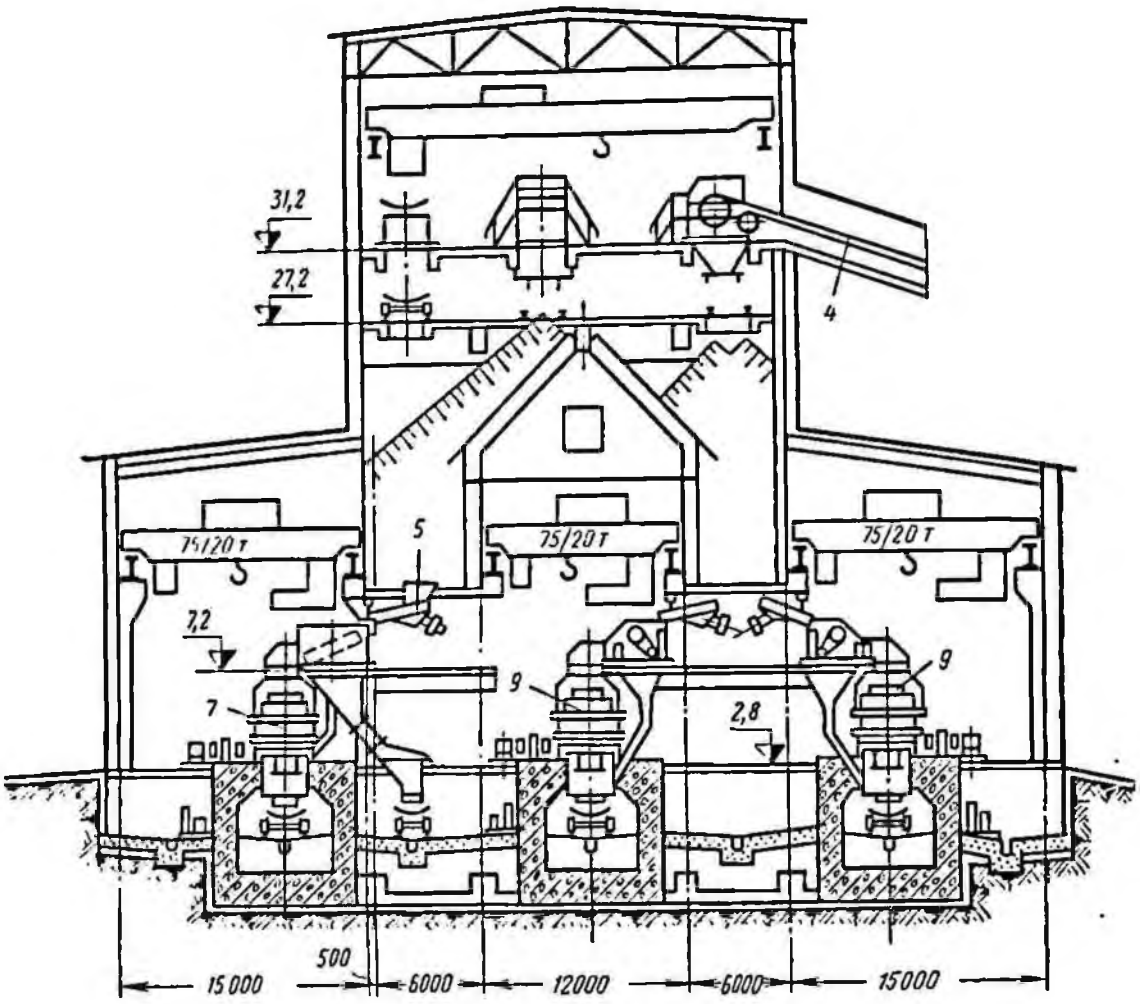


Рис. 14. Корпус среднего и мелкого дробления Алмалыкской фабрики для медных руд:
4, 5, 7 и 9 — см. рис. 13.

высокая пропускная способность флотационных машин ФМР-63 (до 16 *м*³/*мин*).

Хвостохранилище расположено в 2,5 *км* от фабрики. Транспортирование пульпы осуществляется двумя первичными пульпонасосными станциями, расположенными на площадке фабрики. Далее хвосты перекачиваются на пульпонасосную станцию № 2, а оттуда поступают в хвостохранилище. Намыв дамбы осуществляется «зенитным» способом. Осветленная вода из хвостохранилища возвращается в процесс. В состав сооружений оборотного водоснабжения входят насосная станция, аварийный бассейн, скважины законтурного дренажа и водоводы.

В связи с трудностями в эксплуатации хвостохранилища, расположенного на равнинном месте и на 30 *м* выше нулевой отметки фабрики, было решено использовать существующее в течение 10—15 лет, а затем перейти на новое хвостохранилище. По проекту предусматривается объединенное хвостохранилище для обеих обогатительных фабрик комбината (медной и свинцово-цинковой).

Разрезы корпусов среднего и мелкого дробления, главного, фильтрования и сушки показаны на рис. 14—16.

Дальнейшее увеличение производительности фабрики намечено осуществить за счет реконструкции секций первой очереди и строительства нового дробильно-обогатительного комплекса для переработки окисленных руд. Схема переработки для этого типа руд с использованием гидрометаллургического выщелачивания в сочетании с методом сорбционного извлечения меди из пульпы уточняется.

Проектом предусматривается использование способа самоизмельчения руды в мельницах типа «Каскад» 7000 × 2300 *мм*.

По мере увеличения доли переработки сульфидных руд часть реконструируемых секций первой очереди фабрики намечается перевести на новую схему, пред-

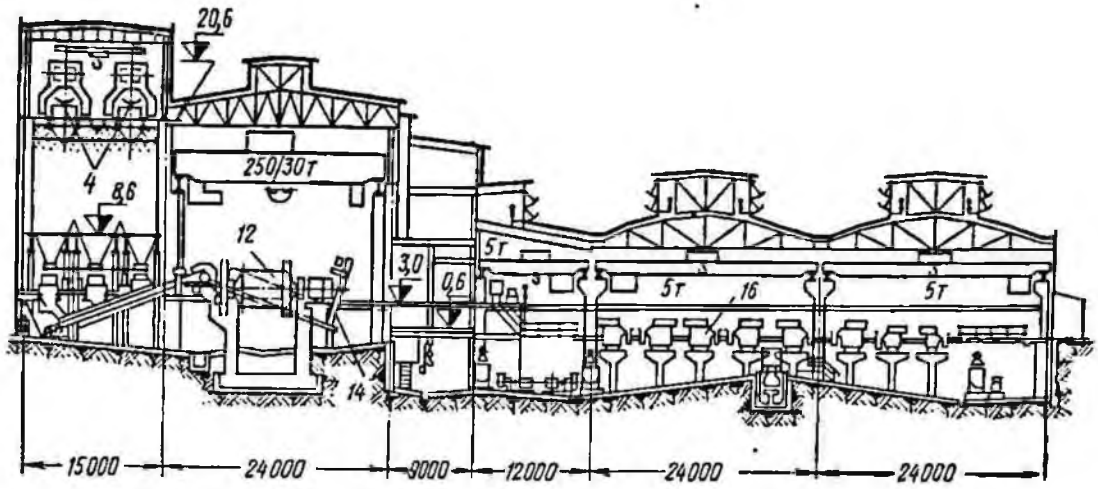


Рис. 15. Главный корпус Алмалыкской фабрики для медных руд:
4, 12, 14 и *16* — см. рис. 13

усматривающую загрубление помола в начале процесса, выделение из хвостов шламов с направлением их в отвал и на дофлотацию песковой части хвостов с добавлением углеводородов (по опыту Балхашской обогатительной фабрики).

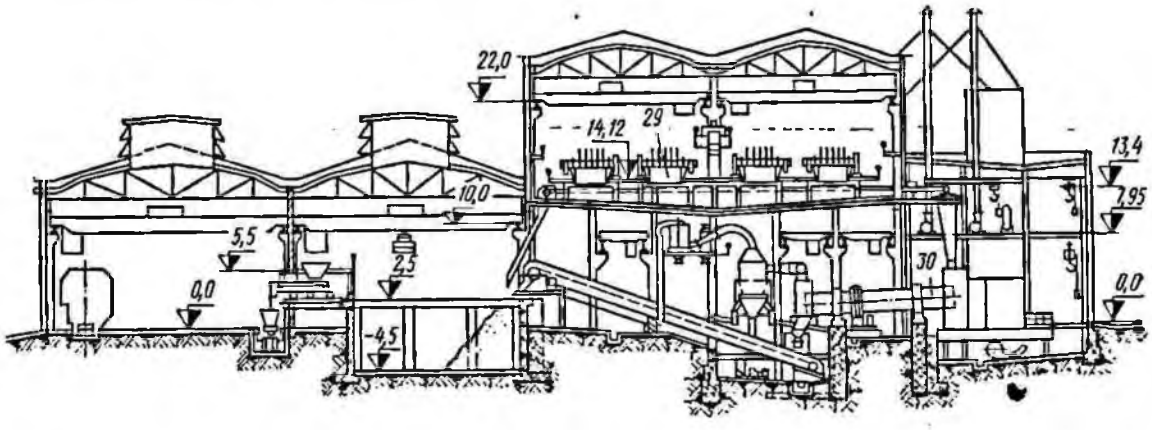
Фабрики Балхашского горнометаллургического комбината (Казахская ССР)

В состав Балхашского горнометаллургического комбината входят две обогатительные фабрики (для медных и молибденовых руд). Фабрика для медных руд перерабатывает балансовые (примерно 91%) и частично забалансовые (примерно 9%) руды Коунрадского медно-порфирового месторождения и руды Саякского месторождения. На фабрику для молибденовых руд поступают руды Восточно-Коунрадского жильного месторождения и коллективный медно-молибденовый концентрат медной фабрики.

Коунрадские балансовые руды по качеству делятся на I и II сорта. К I сорту относятся сульфидные руды глубоких горизонтов месторождения, в которых рудные минералы представлены халькопиритом, пиритом, халькозином, борнитом, молибденитом, а нерудные — кварцем, полевым шпатом, серицитом и др. Ко II сорту относятся смешанные руды, характеризующиеся повышенным содержанием окисленной меди (примерно 30 отн.%), представленной малахитом, азуритом, хризоколлой, брошантитом и др. В руде присутствуют также гематит, лимонит и ярозит. Вмещающие породы каолинизированы и легко шламуются.

Руды Восточно-Коунрадского месторождения в основном сложены кварцем,

Рис. 16. Корпус фильтрования и сушки Алмалыкской фабрики для медных руд:
29 и *30* — см. рис. 13



серицитом и полевым шпатом с включением молибденита, повеллита, пирита и др. Для коунрадских руд характерна тонкая равномерная вкрапленность халькопирита с зернами размером 0,01—1,0 *мм*.

Плотность руды 2,6 *т/м*³, влажность от 1,5—3% (восточнокоунрадская руда) до 2—5% (коунрадская руда), коэффициент крепости 12—16.

Коунрадское месторождение разрабатывается открытым способом, а Восточно-Коунрадское — подземным. Крупность максимального куска коунрадской руды 1300 *мм*, восточнокоунрадской — 350 *мм*. Доставка руды на фабрики из обоих месторождений производится в 50-тонных железнодорожных думпкарах.

В связи с постепенным истощением запасов Восточно-Коунрадского месторождения на фабрику для молибденовых руд направляются также привозные молибденовые продукты с Алмалыкской и Акчатауской фабрик.

Режим работы дробильных корпусов двухсменный по семь часов с выходным днем, корпусов главного, обезвоживания и фильтрования — трехсменный с непрерывной рабочей неделей. Электроснабжение осуществляется от Карагандинской энергосистемы и Балхашской ТЭЦ. Источником снабжения хозяйственной и питьевой водой является оз. Балхаш, технической — сбросовая вода ТЭЦ.

Фабрика для медных руд введена в эксплуатацию в 1938 г., а фабрика для молибденовых руд — в 1941 г.

Технологические схемы обогащения Балхашских фабрик показаны на рис. 17.

Схема фабрики медных руд включает трехстадиальное дробление руды в открытом цикле, двухстадиальное измельчение с осуществлением I стадии в стержневых мельницах в полузамкнутом цикле с реечными классификаторами и коллективную медно-молибденовую флотацию с доизмельчением чернового концентрата I перечистки.

На некоторых секциях фабрики классификация руды после I стадии измельчения осуществляется в гидроциклонах.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 25.

Коллективный медно-молибденовый концентрат, выдаваемый медной обогатительной фабрикой, сгущается и поступает на молибденовую фабрику. Разделение коллективного медно-молибденового концентрата осуществляется методом пропарки в среде сернистого натрия при температуре 75° С. Подогрев пульпы во флотационных машинах оказался полезным и при обогащении восточнокоунрадской молибденовой руды.

Медный концентрат получается в виде камерного продукта и проходит операции сгущения, фильтрования (12—14% влаги) и сушки (4,5—5,5% влаги).

Характеристика проб питания и хвостов флотации для медных руд приведена в табл. 26.

Удельный расход реагентов приведен в табл. 27.

Медный концентрат поступает на Балхашский завод, молибденовый концентрат — на ферросплавные заводы

Таблица 25

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Балхашской фабрики для медных руд

Класс, *мм*	Выход, %						
	дробленая руда	разгрузка мельниц		пески гидроциклонов		слив гидроциклонов	
		I стадии	II стадии	I стадии	II стадии	I стадии	II стадии
+25	4,6	—	—	—	—	—	—
−25 +15	26,3	—	—	—	—	—	—
−15 +10	14,7	—	—	—	—	—	—
−10 +4	13,4	—	—	—	—	—	—
−4 +2	20,6	—	—	—	—	—	—
−2 +0,21	13,4	34,7	15,5	48,0	15,2	18,6	0,6
−0,21 +0,15	1,2	11,4	16,6	17,1	14,0	13,2	4,3
−0,15 +0,1	0,8	9,0	13,1	9,9	12,4	12,5	12,0
−0,1 +0,074	0,8	9,2	12,0	7,3	13,4	13,1	26,2
−0,074 +0	4,2	35,7	42,8	17,7	45,0	42,6	60,9

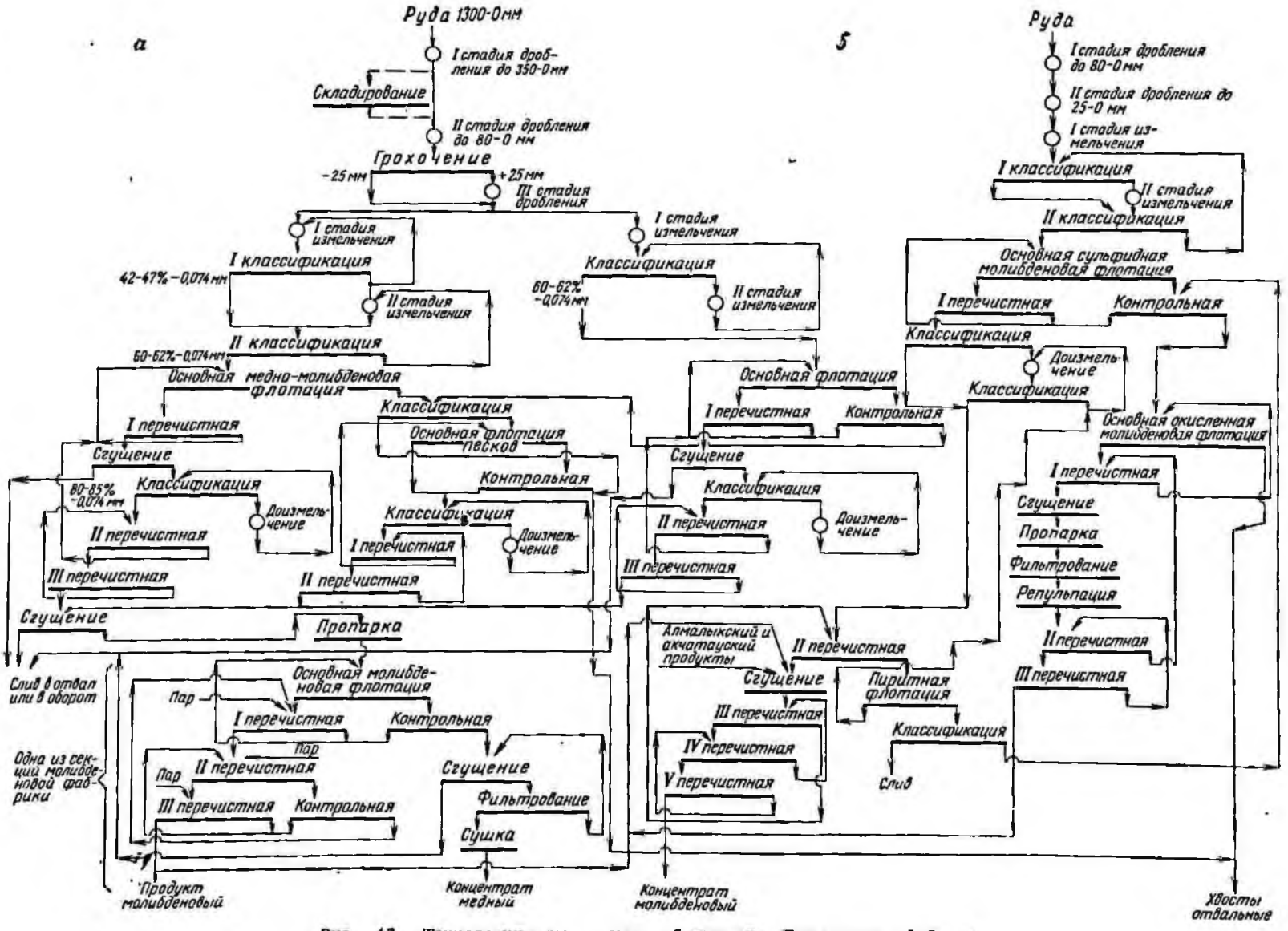


Рис. 17. Технологические схемы обогащения Балхашских фабрик:
а — для медных руд; *б* — для молибденовых

Таблица 26

Характеристика проб питания и хвостов флотации для медных руд (по одному опробованию), %

Класс, мм	Питание флотации		Хвосты отвальные		
	содержание меди	распределение меди	выход	содержание меди	распределение меди
+0,3	0,21	0,2	1,6	0,184	5,49
—0,3 +0,21	0,18	2,28	8,5	0,12	19,75
—0,21 +0,15	0,19	1,58	5,8	0,079	8,82
—0,15 +0,074	0,34	15,78	26,1	0,041	2,06
—0,074 +0,04	0,69	27,98	3,0	0,066	3,8
—0,04 +0,02	0,88	26,68	25,6	0,024	11,82
—0,02 +0,01	0,58	8,26	15,4	0,066	19,56
—0,01 +0,005	0,48	5,82	7,7	0,084	12,45
—0,005 +0	0,5	11,42	6,3	0,134	16,25
Итого . . .	0,527	100,0	100,0	0,052	100,0

а молибденовый продукт частично направляется в гидрометаллургический цех для дальнейшей переработки с целью получения молибдата кальция.

Технологические показатели обогащения руд приведены в табл. 28.

Особенностью технологии, применяемой на медной фабрике, является внедрение новой схемы доизвлечения меди из песковой части хвостов рудного цикла флотации. Схема предусматривает обесшламливание хвостов ряда секций в гидроциклонах и направление шламовой части с низким содержанием меди (0,04%) в отвал и дофлотацию песковой части с добавкой углеводородов. Сфлотированные сростки доизмельчаются, дважды перечищаются и пенный продукт добавляется к коллективному концентрату.

Нововведением на фабрике для молибденовых руд является совмещение пропарки и селективной флотации медно-молибденовых концентратов в среде сернистого натрия. Острый пар дробно подается непосредственно в камеры флотационных машин, что позволило сократить расход дефицитного реагента в несколько раз (с 12 до 2,5 *кг* на 1 *т* коллективного концентрата).

Улучшению показателей работы Балхашских фабрик способствовало также внедрение в технологический процесс углеводородных собирателей (трансформаторное и индустриальное масла, машинное масло «Л», керосин) со вспенивателями ОПСБ, Т-66, а также сочетание собирателей — бутилового и изопропилового ксантогенатов. На Балхашских фабриках впервые начали применять подачу медного купороса (10—25 *мг/л*) в перечистные операции коллективного цикла для активации молибденита.

Поступающие на фабрику руды бедны по содержанию меди, но переработка их является рентабельной, так как фабрика имеет самый низкий в отрасли уровень затрат на обогащение 1 *т* руды.

Удельный расход электроэнергии, воды и материалов приведен в табл. 29.

Коэффициент использования измельчительного оборудования на фабрике для медных руд составляет 97,29%.

Схема цепи аппаратов Балхашских фабрик показана на рис. 18.

Особенностью технологической схемы фабрики для медных руд является также работа стержневых мельниц в полузамкнутом цикле с классификаторами и широкое использование классификации в гидроциклонах, что имеет существенное значение для шламистых руд. Фабрика работает с применением удлиненных (на 800 *мм*) шаровых и стержневых мельниц 2700 × × 3600 *мм* с широкой горловиной и внутренними решетчатыми спиралями, задерживающими выход шаров из мельниц, что ускоряет прохождение материала при сохранении объема загрузки шаров.

Фабрики для медных и молибденовых руд имеют единую систему гидротранспорта и общее хвостохранилище, которое расположено на расстоянии 1300 *м*. Стоки фабрики для молибденовых руд составляют 1—2% общего объема хвостовой пульпы. Хвосты по пульпопроводам поступают на пульпонасосную станцию, оборудованную

Таблица 27

Расход реагентов на Балхашских фабриках

Реагент	Операция, точка подачи реагента	Расход на 1 *т* руды, *г*
	Фабрика для медных руд	
Известь	Мельница доизмельчения коллективного концентрата	3760 (pH = 10 ÷ 10,5)
Ксантогенат:		
бутиловый	Камеры флотационных машин (основная, контрольная флотация песков)	32
изопропиловый	То же, (основная флотация, перечистная концентрата)	12
Керосин	Мельница доизмельчения концентрата, контрольная перечистная, III перечистная флотация	20
Масло «Л»	Флотация песков	24
Вспениватель Т-66	Зумпф насоса исходного питания, камеры флотационных машин	153
Сернистый натрий	Пульподелитель, камеры флотационных машин	83
Медный купорос	II и III перечистная флотация концентрата	21
Жидкое стекло	Зумпф насоса исходного питания, II и III перечистная флотация	394
Полиакриламид	Сгущение	0,5
	Фабрика для молибденовых руд	
	Разделение медно-молибденового концентрата	
Сода кальцинированная	Основная и контрольная флотация	150 *
Керосин	Основная флотация	312 *
Сернистый натрий (63%)	Основная и контрольная флотация и I—III перечистная флотация концентрата	2650 *
Жидкое стекло (38%)	Основная флотация, I и III перечистная флотация	2390 *
	Обогащение восточно-коунрадской руды	
Сода кальцинированная	Измельчение и основная флотация	145
Сода каустическая	То же	11,7
Керосин	Основная и контрольная сульфидная флотация	558
Порошок «Новость»	Основная окисленная флотация	18
Олеиновая кислота	То же	97
Вспениватель Т-66	Камеры флотационных машин	34
Сернистый натрий	Основная окисленная флотация, мельница доизмельчения и IV и V перечистная флотация	1740
Жидкое стекло	Основная окисленная флотация и I—IV перечистная флотация сульфидного концентрата	2800

* Расход на 1 *т* концентрата.

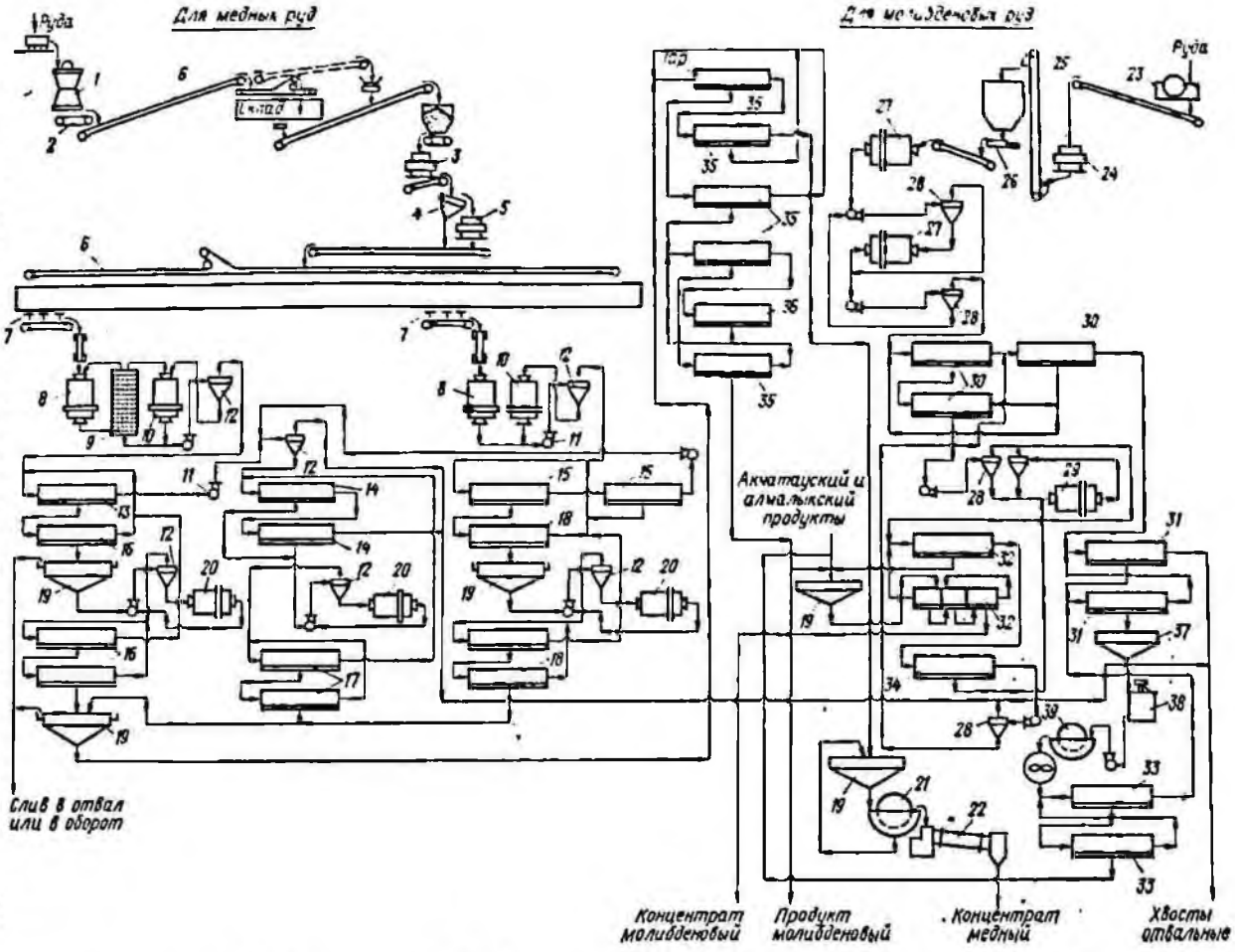


Рис. 18. Схема цепи аппаратов Балхашских фабрик:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500; *2* — пластинчатый питатель 1300 × 3600 *мм*; *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *4* — инерционный грохот 1500 × 3500 *мм*; *5* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *6* — ленточные конвейеры; *7* — дисковые питатели ДП-20; *8* — стержневые мельницы 2700 × 4400 *мм*; *9* — четырехреечный классификатор 5500 × × 8500 *мм*; *10* — шаровые мельницы с центральной разгрузкой 2700 × 4400 *мм*; *11* — песковые насосы; *12* — гидроциклоны; *13* — пневмомеханическая флотационная машина ФПР-16 для основной флотации; *14* — механические флотационные машины ФМР-63 для флотации песков и контрольной флотации; *15* — то же, для основной и контрольной флотации; *16* — механические флотационные машины ФМР-25 для I, II и III перечистной флотации концентрата основной флотации; *17* — то же, для I и II перечистной флотации концентрата основной флотации песков; *18* — то же, для I, II и III перечистной флотации концентрата основной флотации; *19* — сгустители с периферическим приводом П-30; *20* — шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ-2700 × 3600; *21* — дисковый вакуум-фильтр Ду-51-2,5; *22* — барабанная сушилка 2400 × 13500 *мм*; *23* — щековая дробилка 500 × 800 *мм*; *24* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200; *25* — ковшовый элеватор; *26* — лотковый питатель 600 × 1200 *мм*; *27* — шаровые мельницы с решеткой МШР-2700 × 3600; *28* — гидроциклоны; *29* — шаровая мельница 900 × 1200 *мм*; *30* — механические флотационные машины ФМР-10 для основной и контрольной сульфидной и I перечистной флотации; *31* — то же, для основной окисленной и I перечистной флотации; *32* — механические флотационные машины ФР-3Г для II, III, IV и V перечистной флотации концентрата основной сульфидной флотации; *33* — то же, для II и III перечистной флотации концентрата основной окисленной флотации; *34* — то же, для пиритной флотации; *35* — то же, для основной контрольной и I, II и III перечистной флотации; *36* — то же, для контрольной флотации; *37* — сгуститель; *38* — чан диаметром 5000 *мм* для пропарки; *39* — дисковый вакуум-фильтр

Таблица 28

Технологические показатели обогащения руд на Балхашских фабриках

Фабрика	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Cu	Mo	Cu	Mo
Для медных руд	17—18	0,1—0,15	88—90	60—65
Для молибденовых руд	—	51—52	—	92—94

грунтовыми насосами 20Гр-8Т, откуда направляются в хвостохранилище. Дамба хвостохранилища (L = 10 200 *м*) выполнена из местных грунтов. По дамбе проложен распределительный пульпопровод из стальных труб. Осветленная вода поступает в водосборный железобетонный коллектор с тремя водоприемными колодцами и сбрасывается в оз. Балхаш.

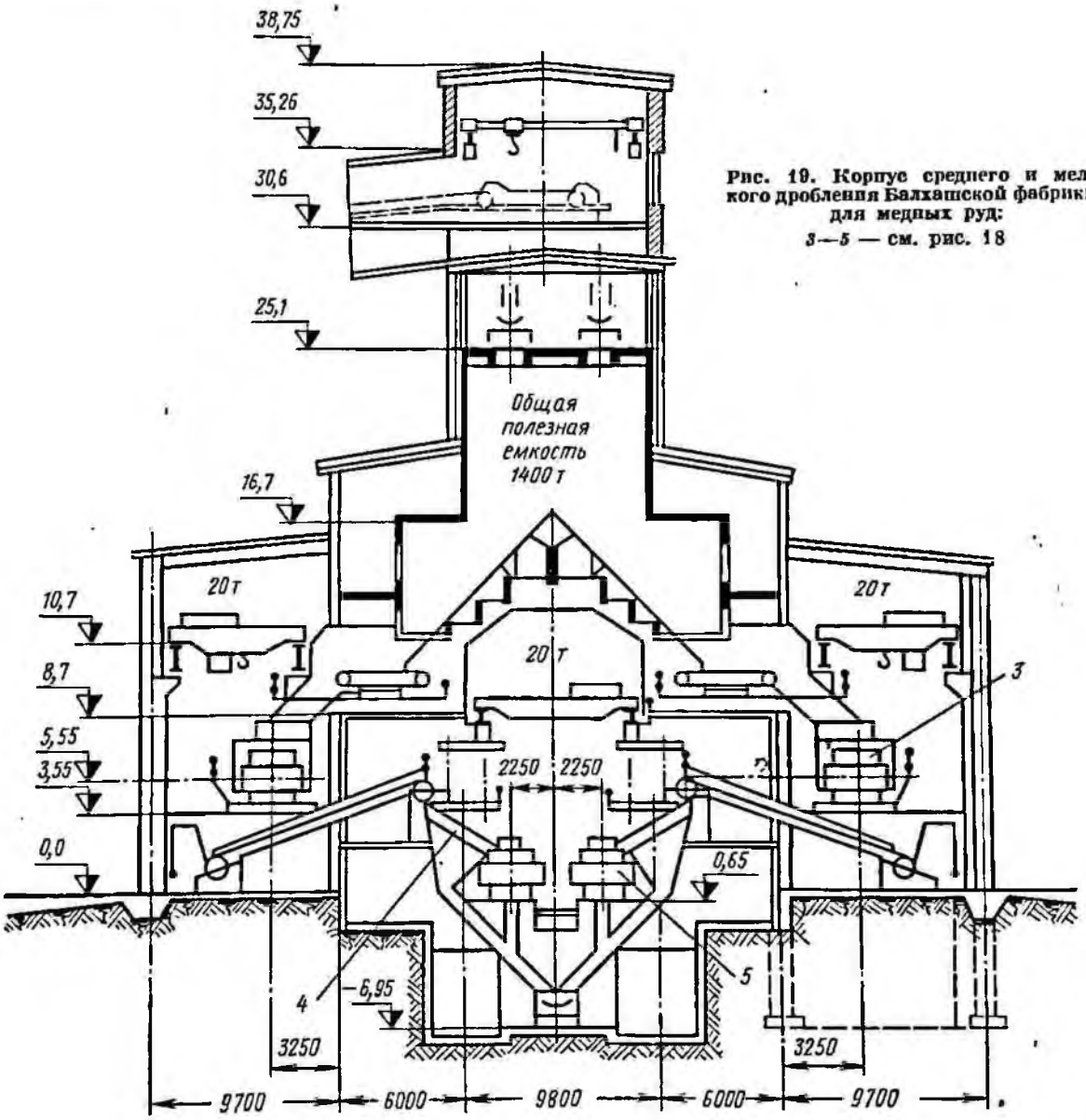


Рис. 19. Корпус среднего и мелкого дробления Балхашской фабрики для медных руд:
3—5 — см. рис. 18

Таблица 29

Расход электроэнергии, воды и материалов на Балхашских фабриках на 1 *т* руды

Показатели	На фабрике для медных руд	На фабрике для молибденовых руд
Электроэнергия, *квт·ч*	24,79	15,3
Вода, *м*³	2,68	1,99
Стержни, *кг*	0,492	—
Шары, *кг*	0,649	3,0
Футеровка, *кг* . . .	0,077	0,4
Фильтроткань, *м*² .	0,00162	—

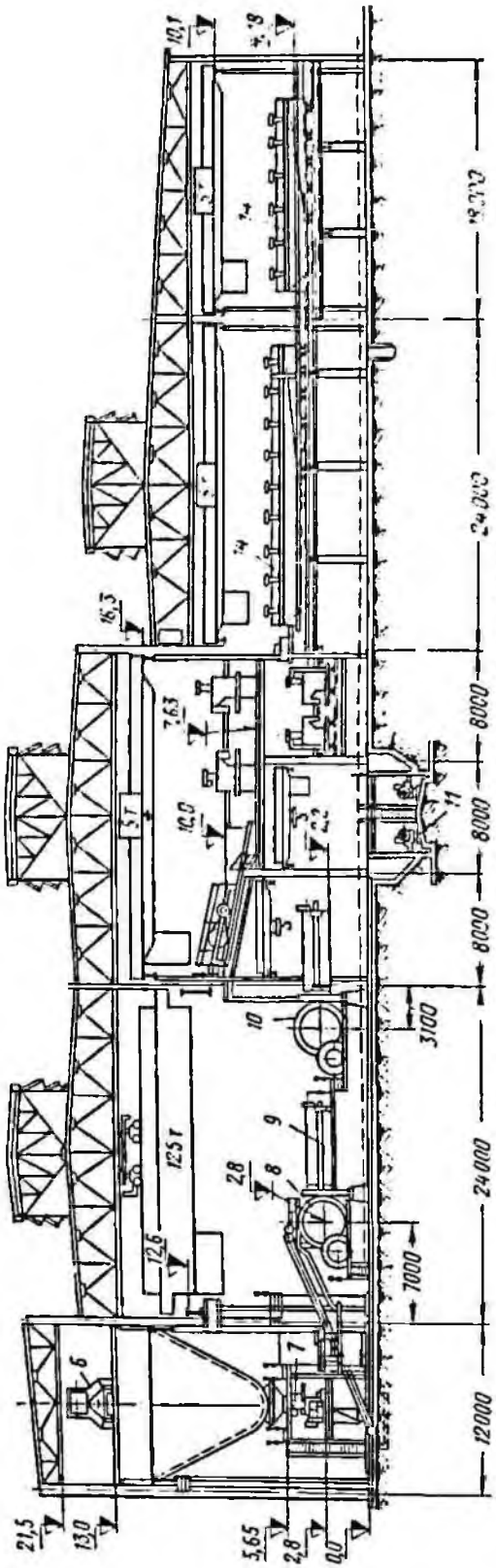


Рис. 20. Главный корпус Балхашской фабрики для медных руд:
6—10, 11 и 14 — см. рис. 18

Разрезы корпусов среднего, мелкого дробления [1] и главного показаны на рис. 19 и 20.

Основными перспективными направлениями в технологии обогащения являются: внедрение самоизмельчения саякских руд на медной фабрике и рудногалечного измельчения северо-коунрадских руд на молибденовой фабрике, испытание стадиальных схем обогащения с применением новых реагентов, расширение объемов переработки промпродуктов в отдельном цикле.

§ 4. Фабрики для обогащения медно-цинковых руд

Башкирская (Сибаевская) фабрика (Башкирская АССР)

Рудной базой фабрики является Сибаевское медноколчеданное месторождение, для которого характерно наличие нескольких типов руд, в том числе колчеданных — медных (23,4%), медно-цинковых (22,5%), цинковых (16,4%), меднопирротиновых (5,8%), серноколчеданных (22,4%), брекчиевидных и вкрапленных — медных (5,2%) и медно-цинковых (4,3%). Типы руд различаются по химическому и минеральному составам, текстурно-структурным особенностям, характеру рудной вкрапленности и обогатимости.

Основные рудные минералы — пирит, сфалерит, халькопирит, пирротин, ковеллин, борнит, халькозин. Из нерудных наиболее распространены кварц, хлорит,

[1] В процессе эксплуатации схема дробления изменена с двухстадиальной на трехстадиальную на тех же площадях.

Таблица 30

Характеристика пробы сплошной медно-цинковой руды

Класс, *мм*	Распределение минералов, %					
	халькопирит	сфалерит	пирит зернистый	пирит колломорфный	ковеллин	нерудные
>2	—	—	14	10% от всего пирита	—	—
−2 +0,5	1	—	9		—	2
−0,5 +0,1	8	4	15		24	22
−0,1 +0,05	14	14	13		—	27
−0,05 +0,025	21	35	14		50	17
−0,025 +0,01	25	31	11		—	16
−0,01 +0,005	19	16	11		25	12
−0,005 +0	12	—	3		1	4

серицит. Для руд, особенно массивных колчеданных, характерна тонкая (до эмульсионной) вкрапленность рудных минералов со сложным взаимным прорастанием.

Характеристика пробы сплошной медно-цинковой руды приведена в табл. 30.

В руде также присутствуют золото, серебро, селен, теллур, кадмий, индий, кобальт и другие попутные компоненты. Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 31.

Цинк в рудах почти нацело представлен сфалеритом.

Плотность руды 3,8—4,2 *т/м*³, коэффициент крепости в зависимости от типа руды 8—18, влажность 1,5—2%.

Добыча руды производится открытым способом. Максимальный размер куска 800 *мм*. Доставка руды из карьера осуществляется автосамосвалами на территорию железнодорожного цеха, где руда складируется по сортам. Руда доставляется на фабрику в 50-тонных железнодорожных вагонах.

Ввод фабрики в эксплуатацию производился в три очереди: I — в 1959 г., II — в 1966 г., III — в 1968 г.

Источником водоснабжения предприятия служит водохранилище на р. Худолая. Электроэнергия поступает от районной подстанции и ГПП-1, питающихся от системы Челябэнерго.

Технологическая схема обогащения (рис. 21) включает трехстадиальное дробление руды с замкнутым циклом в последней стадии и двухстадиальное измельчение. Соотношение объемов мельниц I и II стадий измельчения 1 : 1,3.

Схема флотации — прямая селективная с последовательным выделением медного и цинкового концентратов. Грубый медный концентрат доизмельчается в зависимости от сорта руды до 90—98% класса −0,044 *мм*. Полученный грубый цинковый концентрат подвергается обезмеживанию и обезжелезнению. Хвосты цинкового цикла являются пиритным концентратом.

Ввиду многосортности перерабатываемых руд на фабрике разработаны технологические режимы для различных типов руд. Характеристика проб продуктов обогащения приведена в табл. 32, реагентный режим — в табл. 33, технологические показатели обогащения — в табл. 34.

Содержание влаги в медном концентрате 5%, в цинковом — 6%, в пиритном — 3,8%.

Таблица 31

Результаты фазового анализа проб руд

Руда	Распределение меди в форме, %			
	окисленной		сульфидной	
	сульфатной	свободной и связанной	первичной	вторичной
Медная	0,5	0,3	92,7	6,5
Медно-цинковая	0,8	4,8	84,3	10,1

Расход электроэнергии, воды и материалов на Башкирской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	50,7
Вода, *м*³	4,56
В том числе оборотная, *м*³	0,74
Шары, *кг*	1,831
Футеровка, *кг*	0,327
Фильтроткань, *м*²	0,006

Коэффициент использования мельниц 94,6%.

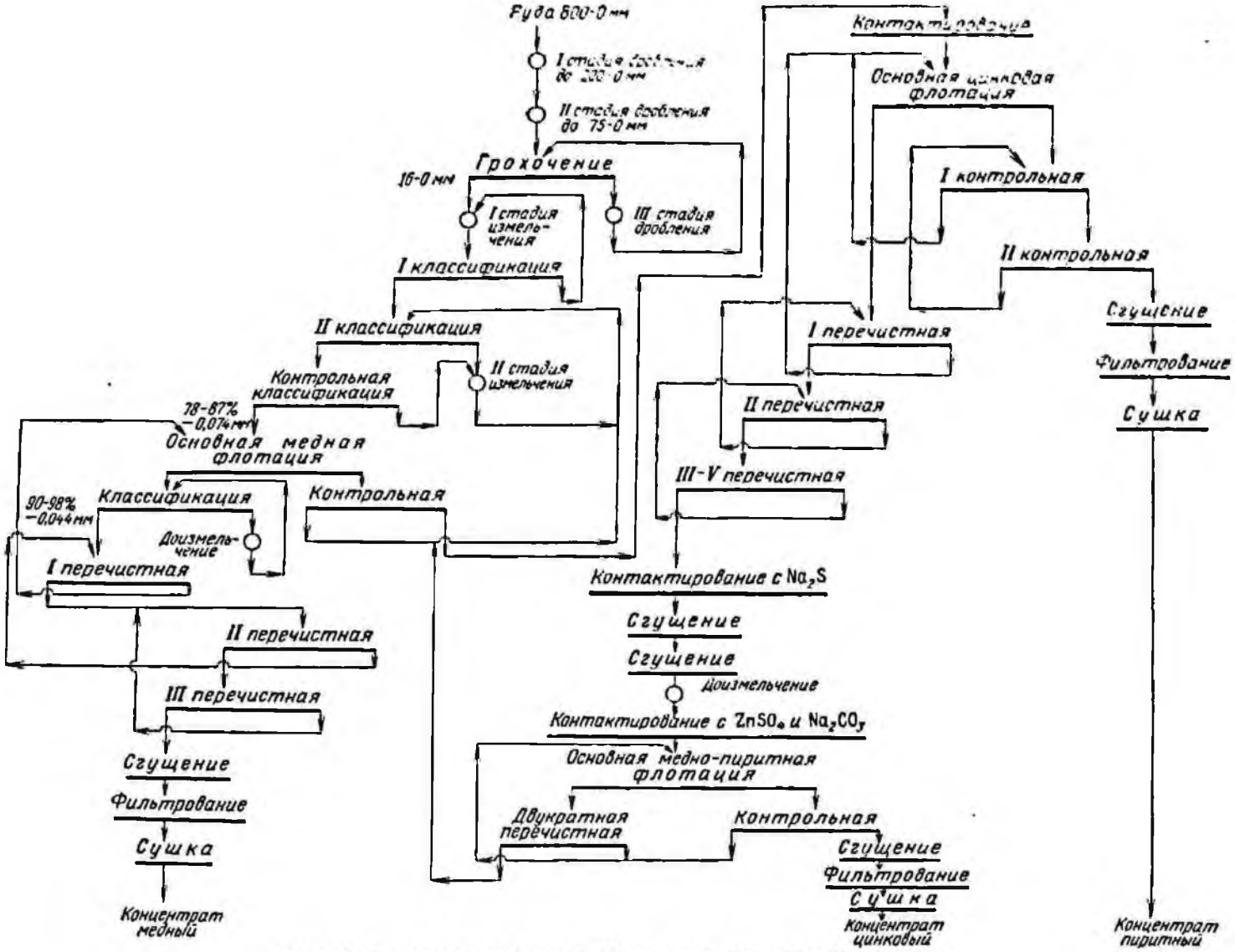


Рис. 21. Технологическая схема обогащения Башкирской фабрики

Таблица 32

Характеристика проб продуктов обогащения (по одному опробованию), %

Класс, *мм*	Руда линзы 1						Руда линзы 2					
	питание флотации			пиритные хвосты			питание флотации			пиритные хвосты		
	выход	распределение		выход	распределение		выход	распределение		выход	распределение	
		Cu	Zn		Cu	Zn		Cu	Zn		Cu	Zn
+0,074	29,7	22,7	23,7	24,2	29,9	46,4	6,5	5,5	13,4	11,0	12,8	12,7
−0,074 +0,044	22,0	23,2	19,8	23,8	23,5	20,4	6,8	5,4	3,1	10,0	8,4	8,4
−0,044 +0	48,3	54,1	56,5	52,0	46,6	33,2	86,7	89,1	83,5	79,0	78,8	78,9

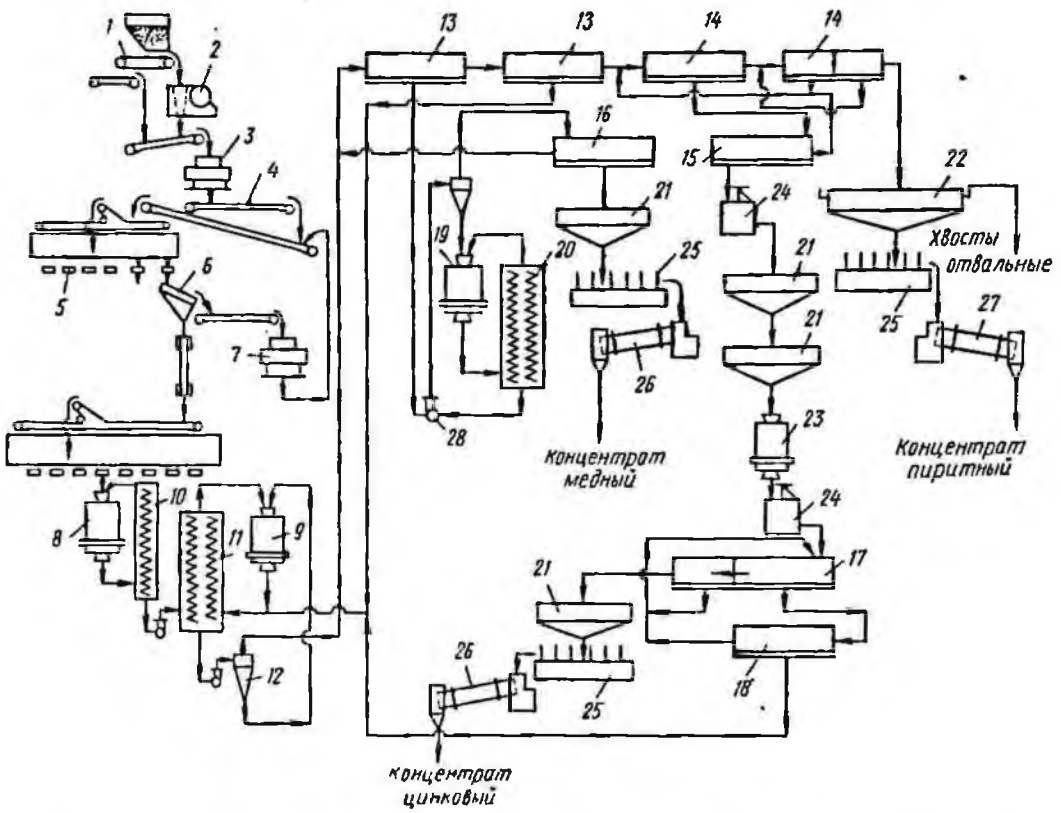


Рис. 22. Схема цепи аппаратов Башкирской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 1800 *мм*; *2* — щековая дробилка 1200 × 1500 *мм*; *3* — конусная дробилка среднего дробления 1650 *мм*; *4* — ленточный конвейер; *5* — электровибрационный питатель; *6* — инерционный грохот; *7* — конусная дробилка мелкого дробления 2100 *мм*; *8* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 3600 ; *9* — то же, с центральной разгрузкой МШЦ-2700 × × 3600; *10* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24; *11* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *12* — гидроциклон; *13* — пневмомеханические флотационные машины (на базе машины ФМР-25) для основной и контрольной медной флотации; *14* — то же, для основной и I—II контрольной цинковой флотации; *15* — то же, для I—V перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *16* — механическая флотационная машина ФМР-10 для I—III перечистной флотации медного концентрата; *17* — механическая флотационная машина ФМР-25 для основной и контрольной медноприритной флотации; *18* — то же, для I и II перечистной флотации медноприритного продукта; *19* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 3600; *20* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-12; *21* — сгустители с периферическим приводом П-18; *22* — то же, П-30; *23* — шаровая мельница с решеткой МШР-1200 × 1200; *24* — контактные чаны; *25* — дисковый вакуумфильтр Ду-68-2,5; *26* — барабанная сушилка 2200 × 14000 *мм*; *27* — то же, 3200 × 22 000 *мм*; *28* — песковый насос

Таблица 33

Реагентный режим Башкирской фабрики

Операция	Содержание свободной CaO, г/м³	Расход на 1 т руды, г						
		ксантогенат бутиловый	аэрофлот бутиловый	флотационное масло (отходы бутанола)	сернистый натрий	цинковый купорос	сульфит натрия	медный купорос
Медно-колчеданная руда								
Измельчение:								
I стадия	400	—	—	—	—	—	50	—
II стадия	600	—	—	—	—	—	50	—
Доизмельчение	600—700	—	—	—	—	—	100	—
Флотация медная:								
основная	800—900	90—120	20—25	20—25	—	—	—	—
контрольная	—	60—80	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	150—200	20—25	20—25	—	—	200	—
Руда линзы 2								
Измельчение:								
I стадия	30—50	—			20—30	50—100	50—70	—
II стадия	70—100	—			20—30	50—100	50—70	—
Доизмельчение	10—15	—			10—20	50—70	50—70	—
Флотация медная:								
основная	200—300	70—90	По процессу	По процессу	—	—	—	—
контрольная	—	20—30			—	—	—	—
Флотация цинковая:								
основная	800—900	40—50			—	—	—	300—400
контрольная	—	60—100			—	—	—	100—150
перечистная концентрата (I—V)	900—1300	—			—	—	—	—
Расход по режиму	—	190—270	20—30	20—25	50—80	150—270	150—210	400—550

Продолжение табл. 33

Операция	Содержание свободной CaO, г/м³	Расход на 1 т руды, г						
		ксантогенат бутиловый	аэрофлот бутиловый	флотационное масло (отходы бутанола)	сернистый натрий	цинковый купорос	сульфит натрия	медный купорос
Руда линзы 4								
Измельчение:								
I стадия	200—300	—			—	40—50	30—50	—
II стадия	300—400	—			—	40—50	30—50	—
Доизмельчение	30—50	—			—	30—50	30—50	—
Флотация медная:								
основная	400—500	90—120	По процессу	По процессу	—	—	—	—
контрольная	—	20—30			—	—	—	—
Флотация цинковая:								
основная	800—900	30—50			—	—	—	200—400
контрольная	—	60—90			—	—	—	30—50
перечистная концентрата (I—V)	800—1200	—			—	—	—	—
Расход по режиму	—	200—290	20—30	25—30	—	110—150	90—150	230—450

Схема цепи аппаратов Башкирской фабрики показана на рис. 22, разрез фильтровально-сушильного отделения фабрики — на рис. 23.

Хвосты флотации, а также сливы медных, цинковых и пиритных сгустителей поступают по общим трубам в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 800 м от фабрики. Осветленная вода удаляется через сливные колодцы в коллектор. До 40% воды используют как оборотную, остальная направляется в шламоотстойный пруд, слив которого сбрасывается в р. Карагайла.

Гайская фабрика (Башкирская АССР)

Фабрика Гайского горнообогатительного комбината перерабатывает колчеданные руды Гайского месторождения. По минеральному составу руды подразделяются на медные и медно-цинковые, а по текстурным признакам — на вкрапленные и сплошные колчеданные.

Рудные минералы представлены главным образом пиритом, халькопиритом,

Таблица 34

Технологические показатели обогащения руд на Башкирской фабрике, %

Руда	Содержание в одноименных концентратах			Извлечение в одноименные концентраты		
	Cu	Zn	S	Cu	Zn	S
Смесь	19—20	51—52	45—46	83—84	71—74	74—75

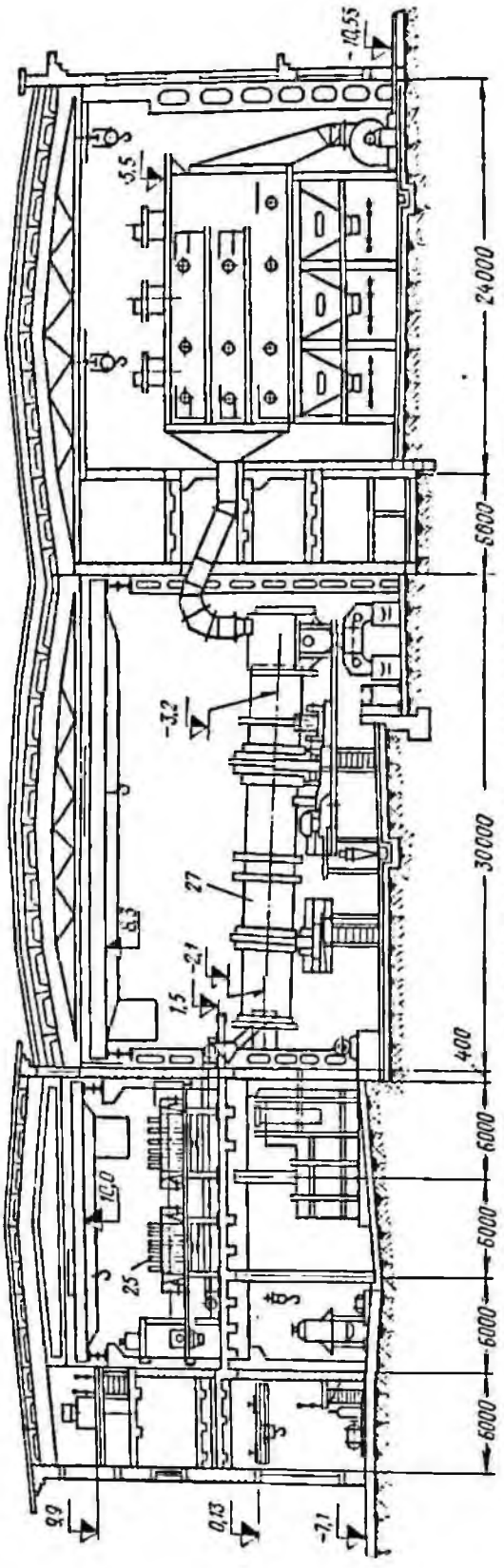


Рис. 23. Фильтровально-сушильное отделение Башкирской фабрики: 25 и 27 — см. рис. 2

сфалеритом, перудные — кварцем, серицитом, полевым шпатом, карбонатами и др.

В колчеданных рудах помимо меди, цинка, железа и серы присутствуют кадмий, кобальт, свинец, селен, теллур, золото, серебро. Медь в рудах находится главным образом в форме халькопирита, содержание меди в форме вторичных сульфидов (ковеллин, халькозин), сульфатов, окислов и других соединений сильно колеблется по различным залежам и горизонтам.

Характерной особенностью колчеданных руд Гайского месторождения является тонкое взаимное прорастание сульфидов меди и цинка с пиритом. Во вкрапленных рудах наблюдаются сравнительно крупные включения сульфидов меди, цинка и железа в породе. Практически полное отделение сульфидов от пустой породы достигается при измельчении до 60—70% класса —0,074 *мм*, а разделение сульфидной фракции — при измельчении до 98—100% класса —0,074 *мм*.

Для отделения сульфидов меди и цинка от пирита в сплошных рудах необходимо измельчение всей руды до 90% класса —0,074 *мм*.

Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 35.

Плотность сплошной руды 3,8—4,3 *т/м*^{3}, вкрапленной 2,9—3,1 *т/м*^{3}. Коэффициент крепости сплошной руды 8—10, вкрапленной 10—12. Влажность руд 3,5—4%.

Руды добываются открытым и подземным способами. Максимальный размер куска 1200 *мм*. I очередь Гайской фабрики введена в эксплуатацию в 1966 г., II очередь — в 1970 г. Руды доставляются на фабрику автомобильным и железнодорожным транспортом.

Технологическая схема переработки вкрапленных медноколчеданных руд показана на рис. 24, а схема цепи аппаратов — на рис. 25.

Вкрапленные медно-цинково-пиритные руды обогащаются по схеме коллективной

Таблица 35

Результаты фазового анализа проб руд

Руда	Распределение меди в форме, %			
	окисленной		сульфидной	
	сульфатной	свободной и связанной	первичной	вторичной
Вкрапленная	1,5	—	90,6	7,9
Сплошная	—	3,2	71,0	25,8

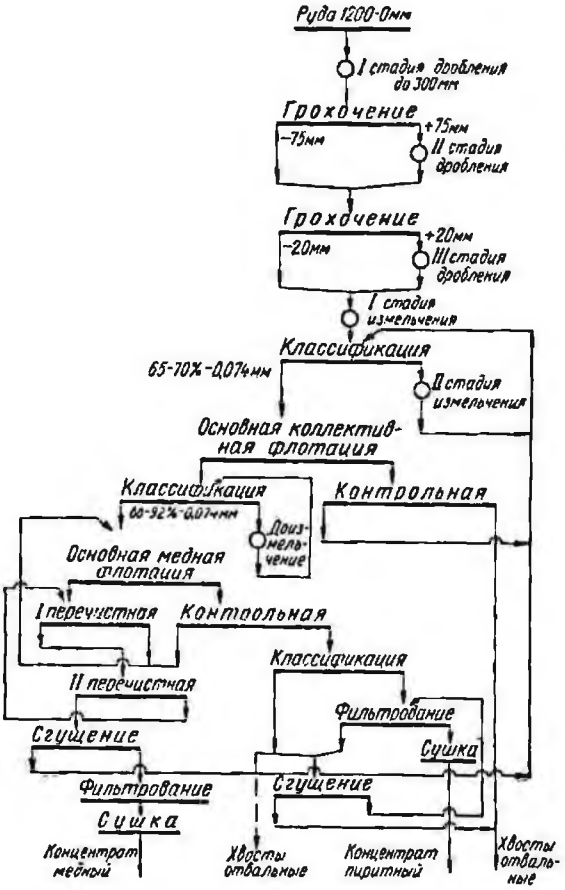


Рис. 24. Технологическая схема обогащения вкрапленных руд Гайской фабрики

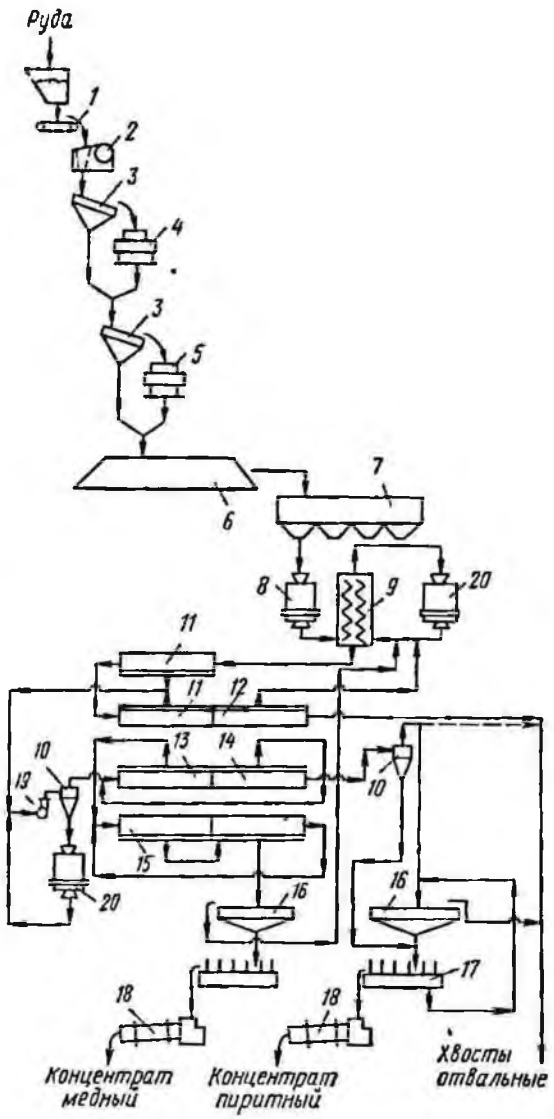


Рис. 25. Схема цепи аппаратов при обогащении вкрапленных руд Гайской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 2400 × 12000 *мм*; *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм*; *3* — грохот; *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *5* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *6* — усреднительный склад; *7* — бункер дробленой руды; *8* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *9* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30; *10* — гидроциклоны; *11* — механические флотационные машины ФМР-63 для основной коллективной флотации; *12* — пневмомеханическая флотационная машина (на базе флотационной машины ФМР-25) для контрольной коллективной флотации; *13* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной медной флотации; *14* — механическая флотационная машина ФМР-25 для контрольной медной флотации; *15* — то же, для I—II перечистной флотации чернового медного концентрата; *16* — сгустители; *17* — дисковый вакуум-фильтр; *18* — барабанные сушилки; *19* — песковый насос; *20* — шаровые мельницы с центральной разгрузкой 3600 × 4000 *мм*

флотации с последующим разделением концентрата на пиритный, медный и цинковый. Аппаратурное оформление одной из секций фабрики позволяет осуществлять поочередную переработку двух типов вкрапленных руд. Схемы дробления сплошных и вкрапленных руд аналогичны. Сплошные медно-цинковые руды перерабатываются по схеме селективно-коллективной флотации (рис. 26).

С пуском нового карьера на обогатительную фабрику стали поступать отдельные партии медно-пиритных руд, характеризующиеся повышенным содержанием вторичных сульфидов меди (70—80%) и наличием до 20% сульфатной меди. Для переработки этих руд намечается схема, включающая отмывку руды от сульфатной меди перед ее обогащением и комбинированные методы.

Реагентный режим приведен в табл. 36, технологические показатели обогащения руды на Гайской фабрике — в табл. 37.

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 95,1%.

Таблица 36

Реагентный режим Гайской фабрики

Операция	pH, содержание свободной CaO, г/м³	Расход реагентов на 1 т руды, г							
		ксантогенат бутиловый	ксантогенат изопропиловый	аэрофлот бутиловый	вспениватель Т-66	сернистый натрий	цинковый купорос	медный купорос	уголь активированный
Вкрапленная медно-пиритная руда									
Измельчение (I стадия)	pH = 7,5 ÷ 8	—	—	—	—	—	—	—	—
Флотация:									
коллективная	20—50	80—90	—	—	60—80	—	—	—	—
основная медная	400—500	20—30	—	—	По ходу процесса	—	—	—	—
перечистная медного концентрата	500—750	—	—	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	100—120	—	—	60—80	—	—	—	—
Сплошная медно-цинковая руда									
Измельчение (I стадия)	pH = 10 ÷ 11	—	—	—	—	—	—	—	—
Флотация медно-цинковая:									
I основная	150—250	45—55	—	—	10—20	—	—	100—120	—
II основная	250—500	—	90—125	—	10—20	—	—	100—120	—
контрольная	250—500	—	30—45	15—25	—	—	—	50—80	—
I перечистная	250—450	—	—	—	—	—	—	—	—
Десорбция коллективного концентрата	—	—	—	—	—	2200—3000	—	—	300
Доизмельчение коллективного концентрата	—	—	—	—	—	150—350	—	—	—
Флотация медная:									
основная	—	—	—	—	10—20	—	2500—4500	—	—
I перечистная концентрата	—	—	10—20	—	—	50	50—150	—	—
Расход по режиму	—	45—55	130—190	15—25	30—60	2400—3400	2550—4650	250—320	300

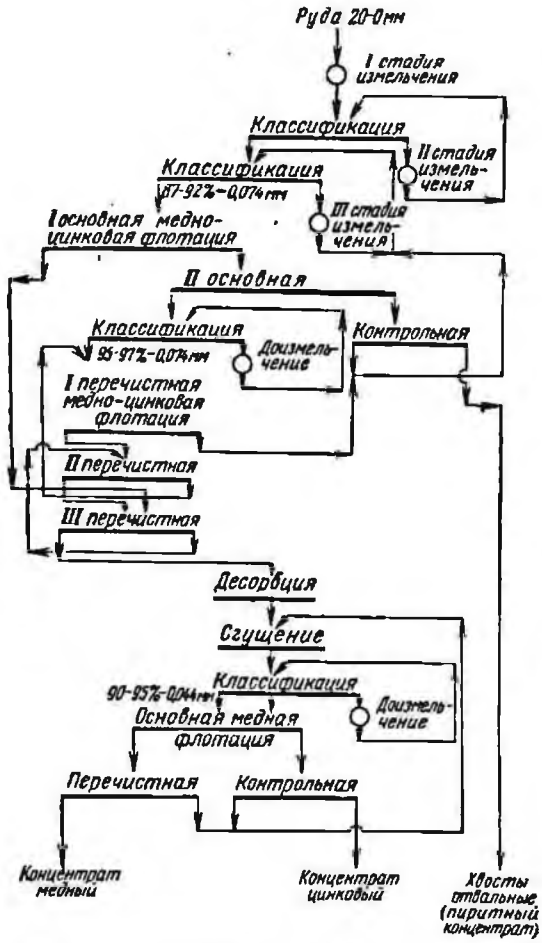


Рис. 26. Технологическая схема обогащения медно-цинковых сплошных руд Гайской фабрики

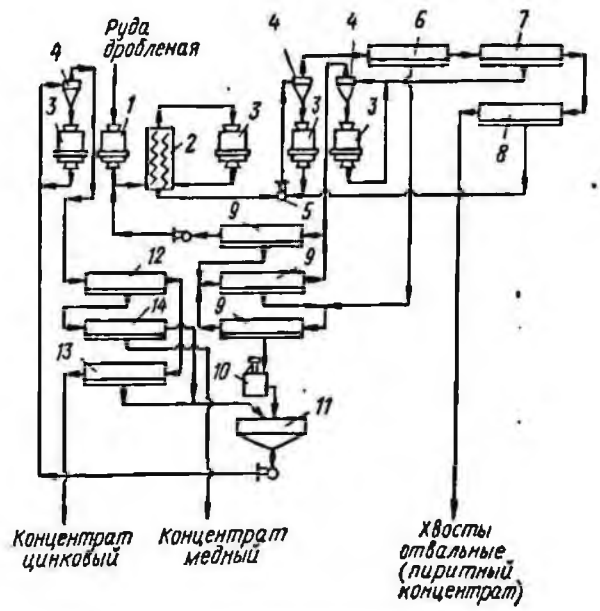


Рис. 27. Схема цепи аппаратов при обогащении сплошных медно-цинковых руд Гайской фабрики

1 — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *2* — двухспиральный классификатор 2КСН-30; *3* — мельницы шаровые с центральной разгрузкой 3600 × 4000 *мм*; *4* — гидроциклоны; *5* — песковый насос; *6* — механическая флотационная машина ФМР-63 для I основной медно-цинковой флотации; *7* — то же, для II основной медно-цинковой флотации; *8* — то же, для контрольной флотации; *9* — механические флотационные машины ФМР-25 для I—III перечистной флотации медно-цинкового концентрата; *10* — контактный чан; *11* — сгуститель с периферическим приводом П-24; *12* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной медной флотации; *13* — то же, для контрольной медной флотации; *14* — механическая флотационная машина ФМР-25 для перечистной флотации медного концентрата

Таблица 37

Технологические показатели обогащения руд на Гайской фабрике

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Cu	Zn	Cu	Zn
Колчеданная	16—18	42—45	87—89	45—54

Расход электроэнергии, воды и материалов на Гайской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	47,98
Вода, *м³*	3,85
В том числе оборотная, *м³*	2,43
Стержни, *кг*	0,444
Шары, *кг*	1,27
Футеровка, *кг*	0,244
Фильтроткань, *м²*	0,004

Схема цепи аппаратов для сплошных руд показана на рис. 27.

Удаление хвостов в первые годы эксплуатации фабрики осуществлялось самотеком. В настоящее время хвосты самотеком транспортируются лишь до насосной станции, откуда насосами подаются в хвостохранилище.

Оборотная вода используется примерно на 50—70% общего расхода.

Учалинская фабрика (Башкирская АССР)

На фабрику поступают в основном колчеданные руды Учалинского месторождения, отличающиеся сложностью вещественного состава и многообразием по сортности (медно-цинковые, медные, серно-колчеданные, цинковые и реже медные вкрапленные). Подавляющая часть

перерабатываемых руд (около 96%) относится к сплошным медно-цинковым колчеданам колломорфного или зернистого строения.

Основные рудные минералы представлены пиритом (83,8%), сфалеритом (5,5%), халькопиритом (2%), ковеллином (0,2%), блеклой рудой, борнитом, халькозином, арсенопиритом, галенитом, магнетитом, нерудные (7,5%) — кварцем, полевыми шпатами, серицитом, баритом, кальцитом. Результаты фазового анализа руды приведены в табл. 38. В составе медно-цинковых и медных руд отмечается разнообразие форм выделений меди — в виде первичных сульфидов (халькопирита и блеклых руд) и вторичных сульфидов (ковеллина, халькозина, борнита), содержание которых колеблется в пределах 10—60% в зависимости от глубины залегания рудных тел. В рудах текущей добычи доля вторичной сульфидной меди составляет 15—30%.

Для Учалинского месторождения характерно тонкое взаимное прорастание полезных минералов, доходящее до эмульсионной вкрапленности. Размер полезных минералов колеблется от нескольких миллиметров до 1—2 *мкм*. Плотность медных руд 4,3 *т/м*³, медно-цинковых — 4,6 *т/м*³.

Кроме руды Учалинского месторождения, фабрика перерабатывает медно-цинковые колчеданные слабометаморфизованные руды месторождения им. XIX партсъезда (рудник «Межозерный»). Основными особенностями руд этого месторождения являются многообразие минералогического состава и тонкое взаимное прорастание сульфидных минералов, доходящее до эмульсионной вкрапленности. Медные минералы представлены халькопиритом, блеклыми рудами (в основном в виде теннантита), борнитом, ковеллином, халькозином, купритом и малахитом.

Разделение минералов меди и цинка возможно только при измельчении руды до 90—95% класса —0,074 *мм* и доизмельчении грубого медного концентрата до 98% класса —0,030 *мм*.

Таблица 38

Результаты фазового анализа пробы руды

Руда	Распределение меди в форме, %			
	сульфидной		окисленной	
	первичной	вторичной	сульфатной	свободной и связанной
Колчеданная	82	15,1	1,95	0,95

Руда добывается открытым способом. Максимальный размер куска 800 *мм*. Доставка руды на фабрику осуществляется автомашинами грузоподъемностью 27 *т* и железнодорожным транспортом в думпкарах — 60 *т*.

Учалинская фабрика введена в эксплуатацию в 1968 г.

Снабжение фабрики электроэнергией осуществляется от системы Челябэнерго.

Снабжение фабрики свежей водой производится из озер, оборотной — из хвостохранилища в соотношении 1 : 2. Оборотная вода подается в измельчение, свежая — на флотацию.

Технологическая схема обогащения учалинских руд показана на рис. 28. I стадия измельчения осуществляется в стержневых, II стадия — в шаровых мельницах.

Флотация ведется по схеме с выделением коллективного медно-цинкового концентрата с использованием бесцианидного метода разделения. Хвосты коллективной флотации являются пиритным концентратом. Коллективный концентрат перед селекцией доизмельчается до 90—92% класса —0,044 *мм*.

Переработка межозерных руд производится по технологической схеме, включающей трехстадиальное измельчение до 90% класса —0,074 *мм* и селективную флотацию медных и затем цинковых минералов. Грубый медный концентрат перед перечистками доизмельчается.

Цинковый цикл включает две основные и контрольную флотации, четыре перечистных флотации цинкового концентрата.

Реагентный режим приведен в табл. 39.

Характеристика пробы хвостов флотации приведена в табл. 40, а технологические показатели обогащения руды на Учалинской фабрике — в табл. 41.

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 93,2%.

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 29.

Хвостами фабрики являются сливы сгустителей. Удаление хвостов с фабрики производится через пульпонасосную станцию в хвостохранилище. На Учалинской фабрике внедрено оборотное водоснабжение. Успешному внедрению его способствовала взаимная нейтрализация щелочных стоков фабрики и кислых рудничных вод Учалинского карьера в хвостохранилище с последующей вторичной очисткой их в водоеме, имеющем густые тростниковые посадки. При прохождении сточных вод через водоем происходит их биологическая очистка. Сток водоема имеет pH = 7 ÷ 7,4 и пониженную жесткость.

Таблица 39

Реагентный режим Учалинской фабрики

Операция	Содержание свободной CaO, г/м³	Расход реагентов на 1 т руды, г							
		ксантогенат бутиловый	аэрофлот бутиловый и изопропиловый	флотационное масло	сернистый натрий	сульфит натрия	цинковый купорос	медный купорос	активированный уголь
Учалинская руда									
Измельчение (I стадия)	500—700	—	—	По ходу процесса	—	—	—	—	—
Коллективная флотация	500—700	130—150	15	То же	—	—	—	70—100	—
Доизмельчение коллективного концентрата	15—50	—	—	»	100—150	—	600—700	—	45
Флотация медная:									
основная	80—120	12	—	»	—	—	—	—	—
контрольная	—	8	—	»	—	—	—	—	—
Доизмельчение грубого медного концентрата	15—30	—	—	»	50—100	—	100—170	—	—
Флотация цинковая:									
основная	450—600	35—45	—	»	—	—	—	300—350	—
контрольная	15—25	—	—	»	—	—	—	—	—
перечистная концентрата (I—IV)	600—1100	—	—	»	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	185—215	15	10	150—250	—	700—870	370—450	45
Межозерная руда									
Измельчение	50—100	—	—	По ходу процесса	50—150	—	100—300	—	—
Флотация медная основная	80—160	100—140	10—15	То же	—	100	—	—	—
Доизмельчение медного концентрата	60	300—500	—	»	150—250	150—200	—	—	60
Флотация цинковая:									
I основная	200—350	30—50	5—10	»	—	—	—	200—250	—
II основная	400—600	20—30	5—10	»	—	—	—	—	—
перечистная концентрата	700—1000	—	—	»	—	—	—	250—300	5—10
Расход по режиму	—	450—720	20—35	10	200—400	250—300	100—300	450—550	65—70

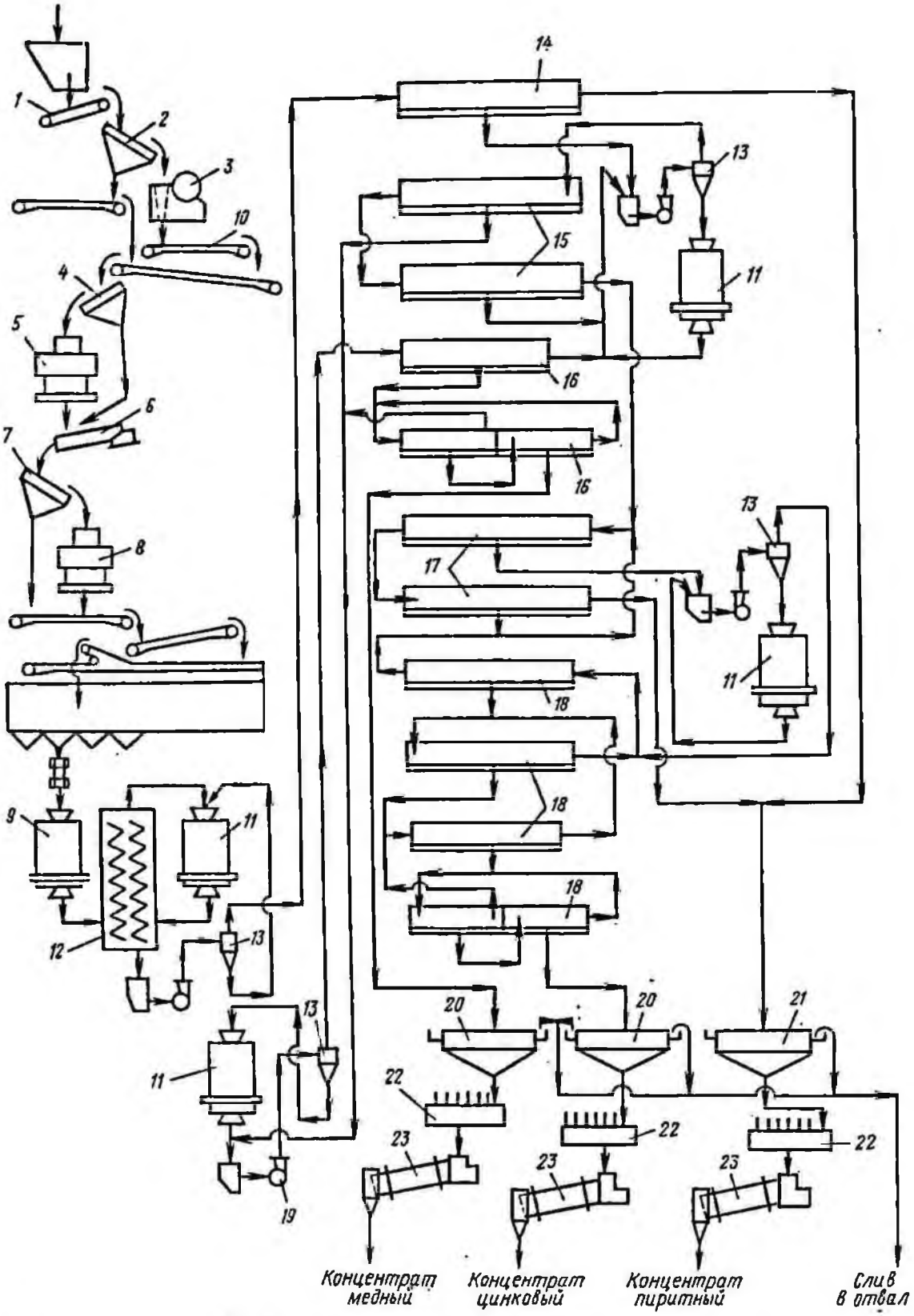


Рис. 29. Схема цепи аппаратов Учалинской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 12000 *мм*; *2* — колосниковый грохот 1700 × 5100 *мм*; *3* — щековая дробилка 1200 × 1500 *мм*; *4* — колосниковый грохот 1200 × 4260 *мм*; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — электровибрационный питатель 1200 × 2500 *мм*; *7* — самоцентрирующийся колосниковый грохот 1500 × 3000 *мм*; *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *9* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *10* — ленточный конвейер; *11* — шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ-3200 × 4500; *12* — двухспиральный классификатор с по-

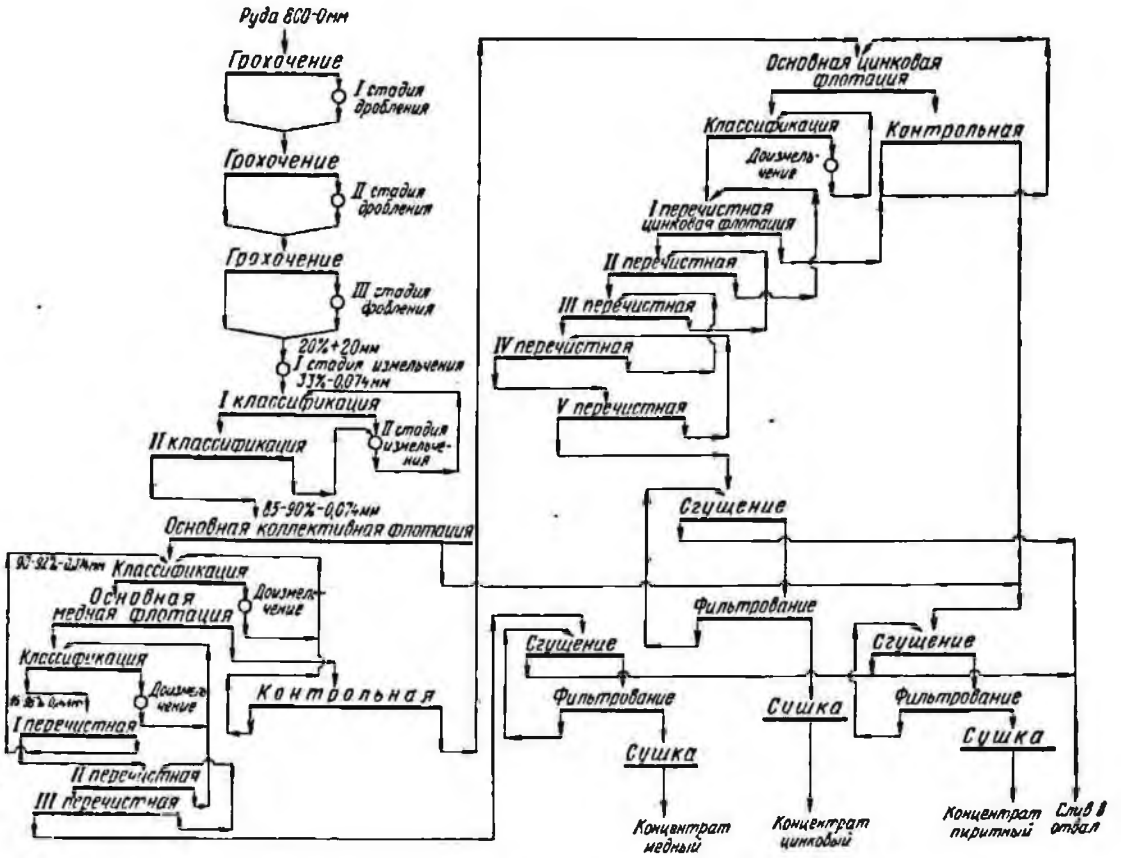


Рис. 28. Технологическая схема обогащения Учалинской фабрики

Таблица 40

Характеристика пробы хвостов флотации

Класс, мм	Хвосты контрольной медной флотации, %					Хвосты контрольной цинковой флотации, %				
	выход	содержание		распределение		выход	содержание		распределение	
		Cu	Zn	Cu	Zn		Cu	Zn	Cu	Zn
−0,1 +0,074	12,7	0,7	3,96	21,6	18,4	12,2	0,64	2,6	19,9	35,6
−0,074 +0,044	23,8	0,57	2,63	32,1	22,8	30,4	0,58	1,1	45,0	37,8
−0,044 +0,03	23,0	0,36	2,23	19,6	18,8	23,3	0,53	0,5	19,3	12,8
−0,03 +0,02	12,6	0,24	0,07	7,0	9,6	10,4	0,17	0,30	4,5	3,4
−0,02 +0,01	9,6	0,15	1,87	4,0	6,5	8,2	0,12	0,18	2,5	1,7
−0,01 +0	18,3	0,36	3,57	15,7	23,9	15,5	0,22	0,5	8,8	8,7
−0,1 +0	100,0	0,42	2,74	100,0	100,0	100,0	0,39	0,89	100,0	100,0

груженной спиралью 2КСП-24; *13* — гидроциклоны; *14* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной коллективной флотации; *15* — то же, для основной и контрольной флотации; *16* — механические флотационные машины ФМР-25 для I—III перечистной флотации чернового медного концентрата; *17* — механические флотационные машины ФМР-63 для основной и контрольной цинковой флотации; *18* — механические флотационные машины ФМР-25 для I—V перечистных флотаций чернового цинкового концентрата; *19* — песковый насос; *20* — сгустители с периферическим приводом П-30; *21* — то же, П-50; *22* — дисковые вакуум-фильтры ДУ-68-2,5; *23* — барабанные сушилки 3200 × 22000 мм

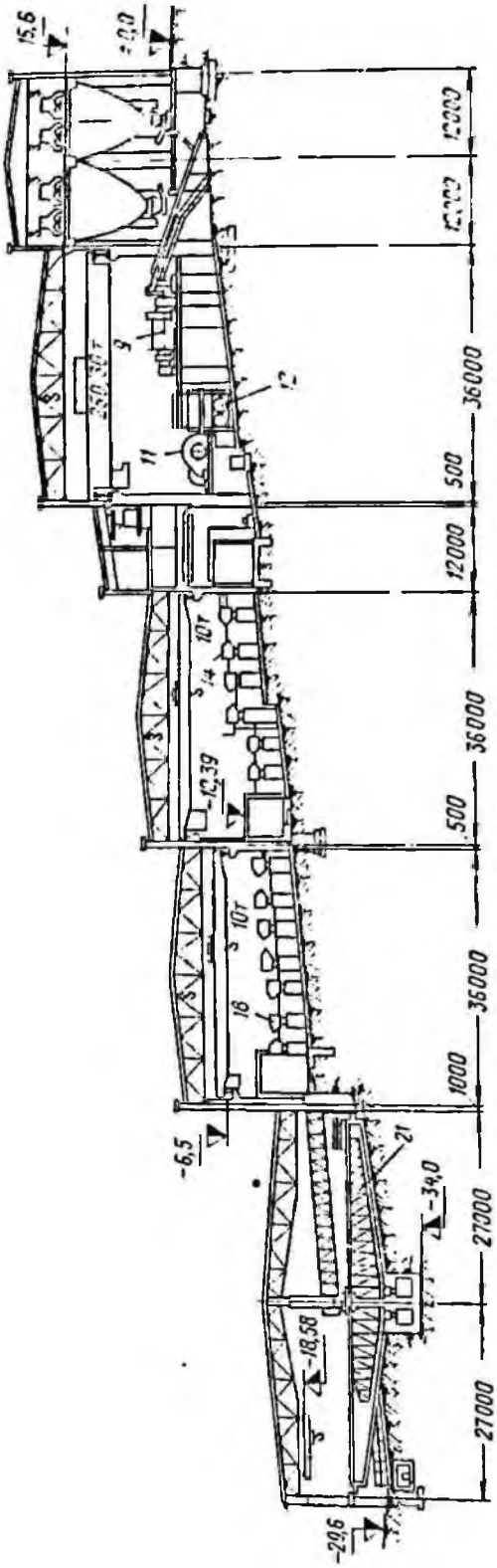


Рис. 30. Главный корпус Учалинской фабрики: 9, 11, 12, 14, 18 и 21 — см. рис. 29

Таблица 41

Технологические показатели обогащения руды на Учалинской фабрике

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		
	Cu	Zn	S
Колчеданная . .	16—18	48—49	44—45

Руда	Извлечение в одноименные концентраты, %		
	Cu	Zn	S
Колчеданная . .	78—82	67—70	76—78

Расход электроэнергии, воды и материалов на Учалинской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	57,74
Вода, *м*³	4,52
В том числе оборотная, *м*³ . . .	3,35
Стержни, *кг*	0,4
Шары, *кг*	1,38
Футеровка, *кг*	0,405
Фильтроткань, *м*²	0,007

При коллективно-селективной схеме флотации ионов меди и железа в оборотной воде не обнаружено, накапливание сульфатов также не происходит и их содержание не превышает 1000 *мг/л*.

Разрез главного корпуса показан на рис. 30.

Глава III

Фабрики для обогащения медно-никелевых руд

§ 5. Краткая характеристика медно-никелевых руд СССР

Месторождения медно-никелевых[1] сульфидных руд являются источником получения не только никеля и меди, но и других ценных компонентов.

Эти руды генетически и пространственно связаны с интрузивами ультраосновных пород: перидотитов, габбро-долеритов, оливинитов и др. В зависимости от харак-

[1] Описание вещественного состава медно-никелевых руд выполнено инж. Г. П. Болдыревым.

тера оруденения медно-никелевые руды подразделяются на сплошные и вкрапленные. Наиболее распространенными являются последние. Сульфидные минералы представлены пентландитом, халькопиритом, кубанитом, пирротином и др. Нерудная часть сложена ультраосновной породой, состоящей из оливина, пироксена, плагиоклазов и вторичных нерудных минералов, развивающихся при выветривании первичных. Вторичными минералами являются тальк, хлорит, слюды, а также глинистое вещество. До 20% общего никеля представлено силикатными минералами, кроме того, сравнительно небольшое количество сульфидного никеля (около 3—5%) находится в руде в тонкодисперсном состоянии. Таким образом, никель, тесно связанный с породными минералами (не поддающийся концентрации при обогащении), составляет 20—25% общего. Около 50% кобальта, содержащегося в руде, связано с оливином (в основном изоморфно). Почти вся медь находится в сульфидной форме.

Коэффициент крепости руды в зависимости от выветрелости значителен — от 8 до 15, плотность руды 3—3,2 *т/м*^{3}, влажность до 5%.

Сплошные медно-никелевые руды залегают в виде жил, гнезд, неправильной формы залежей. В основном руды сложены сульфидами, соотношение и содержание которых изменяется в достаточно широких пределах. Нерудные минералы составляют менее 25%. Нередко содержание сульфидов в руде достигает 90—95%. В зависимости от преобладания какого-либо рудного минерала над другими выделяются разновидности руд, например, пирротиновые, халькопиритовые и др. Плотность руды около 4,3 *т/м*^{3}, коэффициент крепости примерно 8—10. Руды хрупкие, при добыче и дроблении дают много мелкокускового материала.

В медистых рудах сумма сульфидов обычно составляет около 25%, остальные 75% представлены нерудными минералами различных пород экзоконтактов: роговиков, скарнированных доломитов, мергелей, известняков, песчаников и др. Состав сульфидной фракции по отдельным пробам следующий: примерно 2% пентландита, около 10% халькопирита и около 13% пирротина (пирита). Характерна тонкая вкрапленность сульфидов и наличие большого количества вторичных минералов (талька, серпентина, хлорита, серицита, глинистого вещества).

Силикатные никелевые руды генетически связаны с выветриванием серпентинитов и других ультраосновных магнезиально-железистых пород, содержащих в изоморфной форме никель и кобальт. Силикатные никелевые руды не обогащаются. Примерно 20% никеля добывается из этих руд.

§ 6. Фабрики для обогащения медно-никелевых руд

Фабрика № 1 комбината Печенганикель (Мурманская область)

Рудной базой фабрики является сульфидное медно-никелевое Ждановское месторождение, представленное в основном бедными вкрапленными рудами. Для месторождения характерно большое разнообразие типов и разновидностей руд, различающихся текстурно-структурными особенностями, характером вкрапленности, вещественным составом и обогатимостью. Выделяются руды легко-, средне- и труднообогатимые.

Основными рудными минералами являются пирротин (гексагональный и моноклинный), пентландит, халькопирит, магнетит, нерудными — серпентин, тальк, оливин, хлорит, актинолит, слюды, кальцит.

Вкрапленность рудных минералов колеблется от эмульсионной (0,005—0,02 *мм*) до крупной (1—1,2 *мм*), чаще преобладают руды с тонкой вкрапленностью (0,1—0,4 *мм*). Для большей части запасов руд характерно тесное взаимное прорастание рудных минералов.

Значительная часть никеля (до 15—20%) относится к силикатному, представленному тончайшей (эмульсионной) вкрапленностью пентландита в силикатах и никелем в решетке биотита и оливина.

Руды по измельчаемости подразделяются на легкоизмельчаемые, нормальные и трудноизмельчаемые. К первым относятся руды с высоким содержанием талька и карбонатов, ко вторым — руды с преобладанием серпентиновых минералов и незначительным содержанием магнетита, к третьим — руды с высоким содержанием оливина, пироксена и магнетита.

Плотность руды 3 *т/м*^{3}, коэффициент крепости 12—15, влажность до 2%.

Показатели обогащения в значительной степени зависят от соотношения различных типов и разновидностей руд в шихте.

Месторождение разрабатывается открытым способом, максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1965 г.

Руда подается на фабрику железнодорожным транспортом на электровозной тяге в думпкарах грузоподъемностью 82 и 100 *т*.

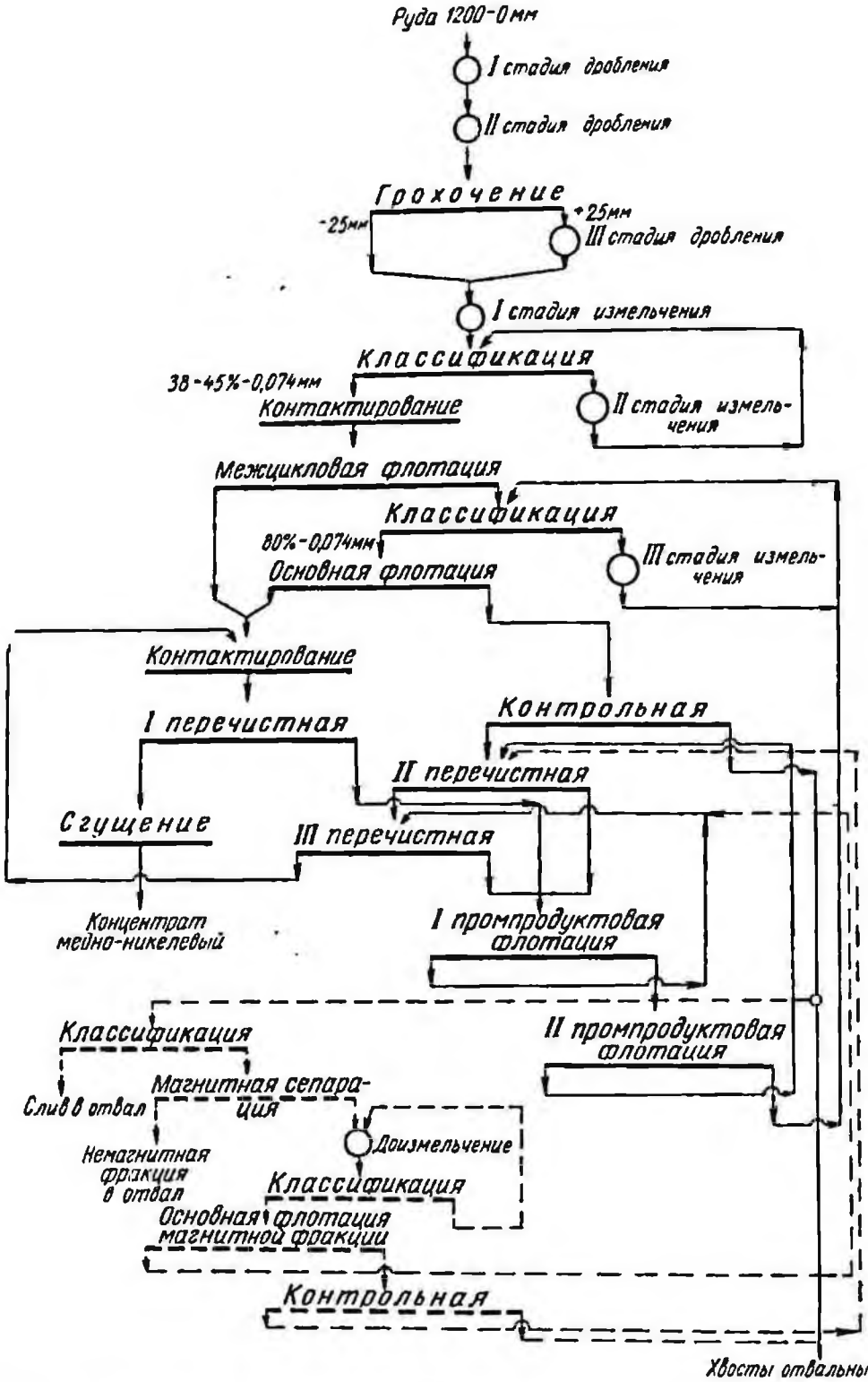


Рис. 31. Технологическая схема обогащения фабрики № 1 комбината Печенганикель

Снабжение фабрики свежей водой осуществляется из оз. Сильокки-Ярви. Используется также оборотная вода из хвостохранилища. Электроснабжение фабрики производится от районной подстанции 154/6 кв системы Колэнерго, электроснабжение хвостового хозяйства — от ТЭЦ комбината.

Технологическая схема обогащения фабрики (рис. 31) включает трехстадиальное дробление в открытом цикле и трехстадиальное измельчение. В I стадии из-

мельчения применяются стержневые (заполняются шарами), во II и III стадиях — шаровые мельницы. Характеристика крупности пробы дробленой руды приведена в табл. 42. После II стадии измельчения предусмотрена межцикловая флотация. Согласно проекту, промпродукты после сгущения должны доизмельчаться до 95% класса —0,074 *мм* и флотироваться в отдельном цикле.

Сгущение и доизмельчение временно не осуществляются и промпродукты перечисток поступают непосредственно в I промпродуктовую флотацию. На одной из секций фабрики смонтирована и периодически работает установка, на которой доизвлекается никель из песковой части отвальных хвостов магнитной сепарацией, а затем производится доизмельчение и флотация выделяемой магнитной фракции. В дальнейшем предполагается осуществить эту схему на всех секциях фабрики.

Реагентный режим приведен в табл. 43, характеристика проб продуктов обогащения — в табл. 44.

На фабрике в коллективный медно-никелевый концентрат, содержащий 5—6% никеля и 2—3% меди, извлекается 73—76% никеля и 73—75% меди.

Получаемый коллективный медно-никелевый концентрат подвергается сгущению, после чего перекачивается на фабрику окомкования, где производятся фильтрование, окомкование и обжиг окатышей, отправляемых на комбинат Североникель в г. Мончегорск.

Таблица 42

Характеристика крупности пробы дробленой руды на фабрике № 1 комбината Печенганикель

Класс, *мм*	Выход, %
+30	2,0
—30 +20	9,2
—20 +16	12,2
—16 +5	50,5
—5 +1,6	11,7
—1,6 +0,8	3,1
—0,8 +0,5	2,8
—0,5 +0,3	2,7
—0,3 +0,2	1,3
—0,2 +0,074	1,6
—0,074 +0	2,9

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике № 1 комбината Печенганикель на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	57,3
Вода, *м*³	3,707
В том числе оборотная, *м*³	3,2
Стержни, *кг*	0,228
Шары, *кг*	1,286
Футеровка, *кг*	0,1

Таблица 43

Реагентный режим фабрики № 1 комбината Печенганикель

Операция	Расход на 1 *т* руды, *г*					
	сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	аэрофлот бутиловый	карбоксиметилцеллюлоза	медный купорос	железный купорос
Измельчение (I и II стадии)	820	55—60	—	—	—	—
Флотация межцикловая	—	—	5—13	—	0—10	—
Измельчение (III стадия)	—	40	—	—	—	—
Флотация:						
основная	—	—	5—10	—	0—10	—
I контрольная	—	10	0—8	—	0—5	—
II контрольная	—	5—9	0—5	—	—	—
перечистная (I и II)	—	10	—	250—270	10—20	—
перечистная основная	—	—	—	100—200	—	—
промпродуктов	—	—	—	—	0—10	—
перечистная промпродуктов	—	—	—	50—70	—	—
Растворение КМЦ	100	—	—	—	—	—
Сгущение:						
концентратов	—	—	—	—	—	100
промпродуктов	—	—	—	—	—	55
Расход по режиму	920	120—129	10—36	400—540	10—55	155

Таблица 44

Характеристика проб продуктов обогащения, %

Класс, мм	Медно-никелевый концентрат					Хвосты флотации		
	выход	содержание		распределение		выход	содержание	распределение
		Ni	Cu	Ni	Cu		Ni	Cu
−0,2 +0,074	14,3	2,51	1,5	8,1	13,2	23—12	0,275	16,3
−0,074 +0,044	11,8	3,28	1,4	8,8	10,5	21—15	0,232	17,2
−0,044 +0,03	13,2	5,61	1,4	16,8	11,4			
−0,03 +0,02	15,8	4,93	1,5	17,6	14,6			
−0,02 +0,015	10,3	5,21	1,46	12,2	9,3	56—73	0,184	66,5
−0,015 +0,01	9,8	5,95	1,82	13,3	11,1			
−0,01 +0	24,8	4,13	1,96	23,2	29,9			

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 95,1%.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 32.

Особенностью работы фабрики является почти полное использование оборотных вод из хвостохранилища без специальной химической очистки. Хвостовое хозяйство представлено следующими сооружениями:

магистральными пульповодами из стальных труб диаметром 800 *мм*;

пульпонасосной станцией, расположенной на расстоянии 0,8 *км* от фабрики и 2 *км* от хвостохранилища;

аварийным бассейном примерно на 20 тыс. $м^3$, оснащенным земснарядами;

шпонерной дамбой хвостохранилища длиной 6 *км*, насыпанной из песка с пригрузкой верхнего откоса слоем морены и низового откоса растительным грунтом с торфом и гравийно-галечной смесью;

двумя нитками (правой и левой) распределительного пульповода из стальных труб диаметром 800 *мм*;

хвостохранилищем, представляющим собой естественную впадину, отгороженную насыпной дамбой (проектная высота 80 *м*);

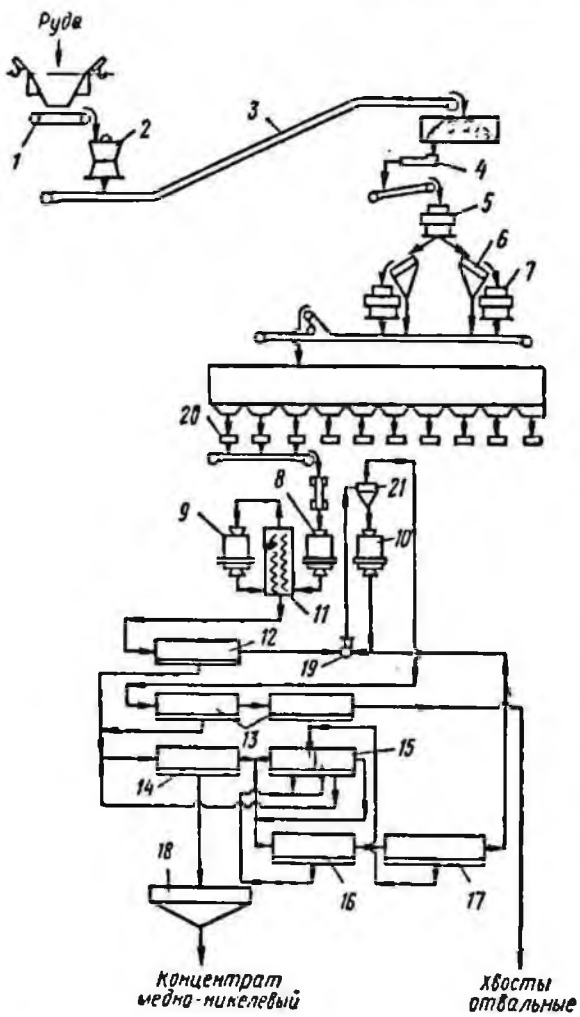


Рис. 32. Схема цепи аппаратов фабрики № 1 комбината Печенганикель:

1 — пластинчатый питатель 2400×15 000 *мм*; *2* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500; *3* — ленточный конвейер; *4* — лотковый питатель 1060×2900 *мм*; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51; *7* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *8* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *9* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 5000; *10* — то же, с центральной загрузкой МШЦ-3600 × × 5500; *11* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30; *12* — механическая флотационная машина ФМР-63 для межцикловой флотации; *13* — то же, для основной и контрольной флотации; *14* — то же, для I перечистной флотации чернового коллективного концентрата; *15* — то же, для II и III перечистной флотации; *16* — то же, для промпродуктовой флотации; *17* — то же, для II промпродуктовой флотации; *18* — сгуститель с периферическим приводом П-30; *19* — песковый насос; *20* — пневмомеханический питатель; *21* — гидроциклон

водосборным коллектором;
насосной станцией оборотной воды.

Зернистая часть пульпы сбрасывается зенитным способом для намыва экрана и пляжа дамбы, а шламистая (30—40%) — через сосредоточенные выпуски диаметром по 800 *мм*. В холодные периоды года осуществляется намыв пляжа под лед или сброс пульпы в отстойный пруд через сосредоточенные выпуски. Непрерывный намыв в течение большего периода года позволяет в условиях короткого лета Крайнего Севера при интенсификации намыва осуществлять необходимое наращивание дамб.

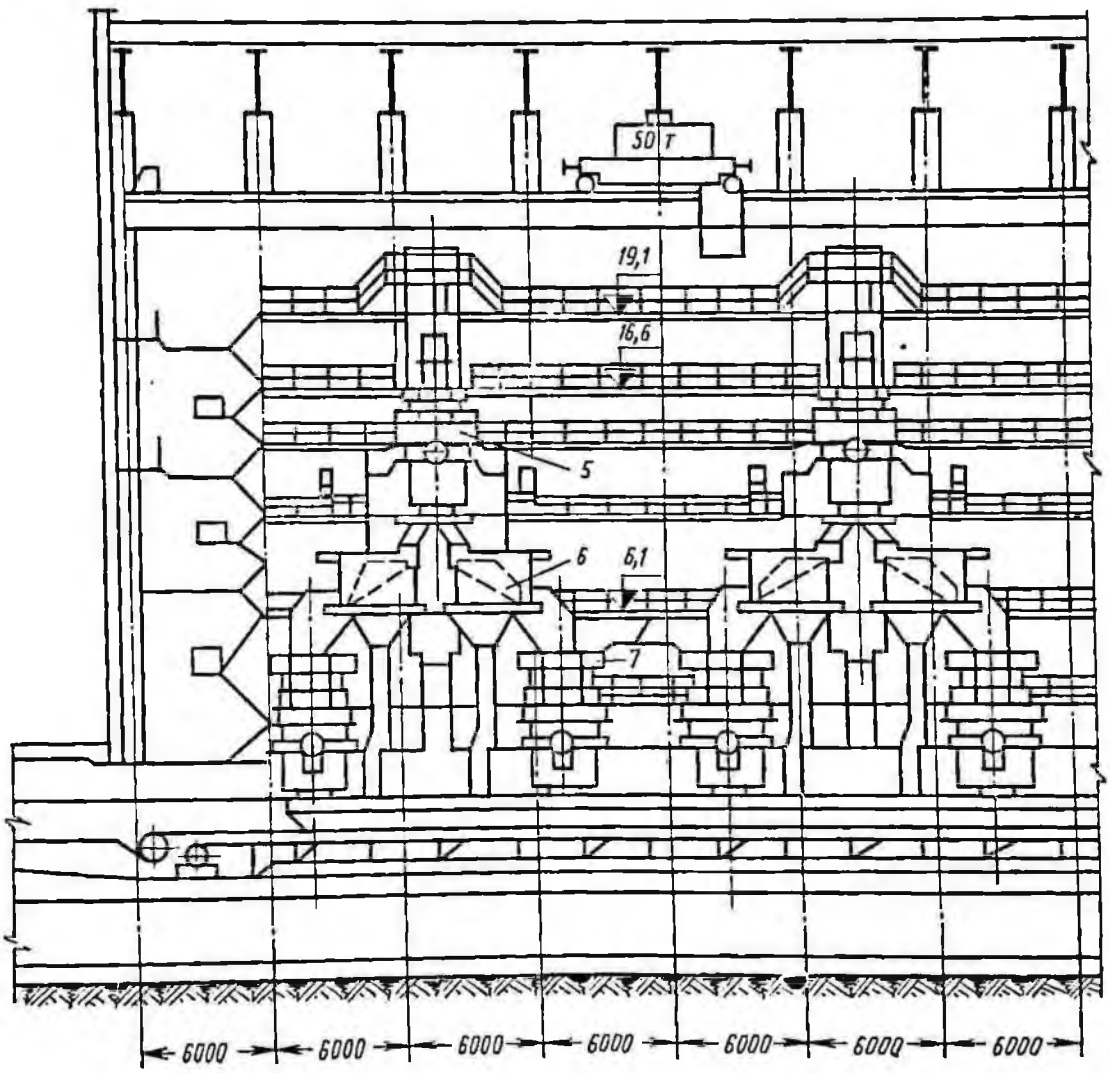
Высокое качество осветления, исключающее необходимость очистки хвостовых вод, обусловливается в значительной степени применением при флотации карбоксиметилцеллюлозы в качестве депрессора пустой породы.

Накопление и определенная стабилизация концентрации реагентов в оборотных водах позволили снизить расход реагентов на фабрике на 30—50% без ухудшения технологических показателей.

Режимные карты расхода реагентов на фабрике периодически корректируются с учетом концентрации реагентов в оборотной воде.

Генеральный план фабрики отличается простотой и компактностью. Количество конвейеров сведено до минимума. Компоновка корпусов выполнена с учетом возможности дальнейшего расширения фабрики. Корпус крупного дробления запроектирован на установку одной дробилки, загружаемой с двух рудовозных путей. Корпус среднего и мелкого дробления (рис. 33) запроектирован с каскадным

Рис. 33. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики № 1 комбината Печенганикель:
5 — 7 — см. рис. 32



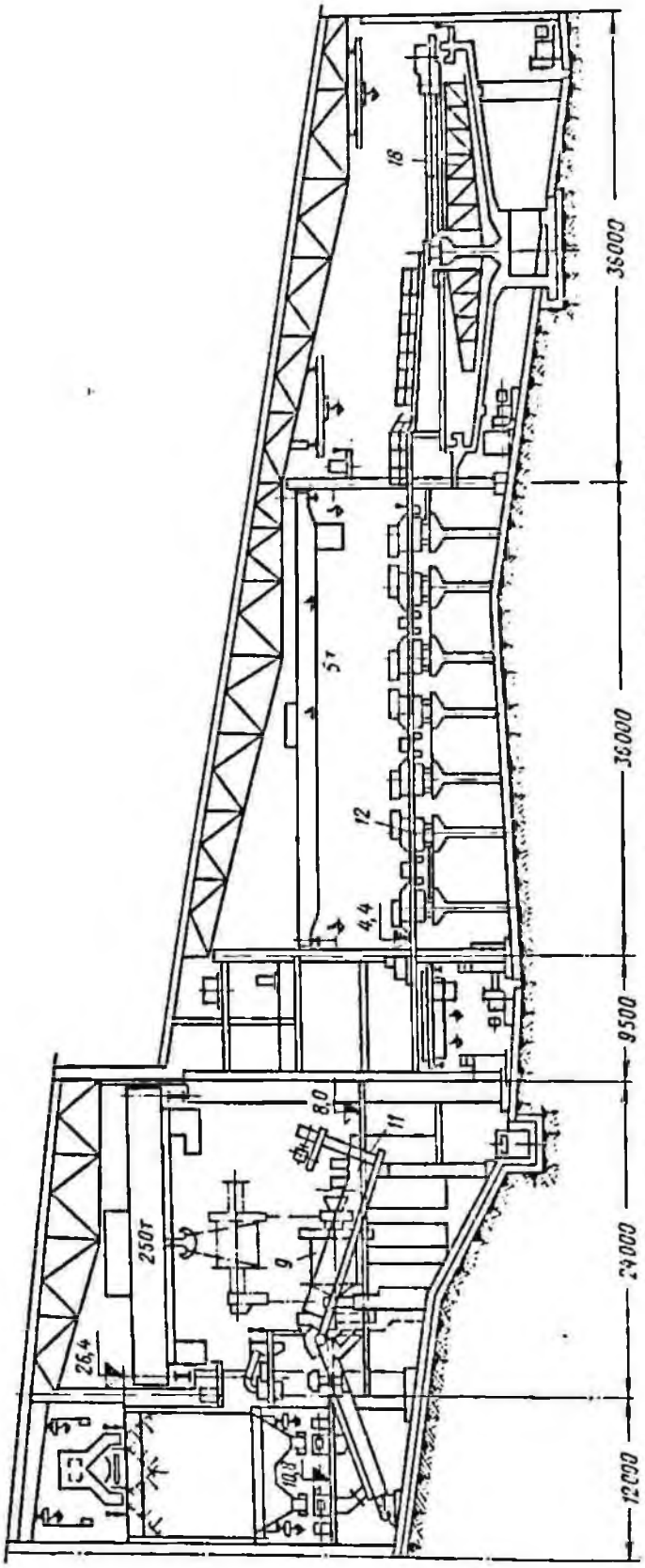


Рис. 31. Главный корпус фабрики № 1 комбината Печенганикель: 9, 11, 18 и 18 — см. рис. 32

расположением дробилок при соотношении 1 : 2. Между корпусом крупного дробления и корпусом среднего и мелкого дробления расположен промежуточный бункер-склад крупнодробленой руды, рассчитанный на 8—10 ч работы оборудования. Это позволяет осуществлять работу корпуса крупного дробления в режиме рудника и независимо от этого режима — работу дробилок среднего и мелкого дробления с полной и ритмичной загрузкой.

Каждая секция главного корпуса (рис. 34) имеет законченный технологический цикл.

Намечена замена стержневых мельниц на шаровые большего объема для увеличения тонкости помола руды и производительности фабрики.

Фабрика № 1 Норильского горнометаллургического комбината (Красноярский край)

В состав Норильского ГМК входят действующая обогатительная фабрика № 1 и строящаяся обогатительная фабрика № 2.

Сырьевой базой комбината являются медно-никелевые руды месторождений «Норильск-1», Талнахское, Октябрьское и ряд других. Эксплуатируются месторождения «Норильск-1» и Талнахское.

По технологическим свойствам все руды разделены на три основных типа: богатые сплошные сульфидные медно-никелевые руды с содержанием сульфидных минералов более 70%; богатые медистые руды с содержанием сульфидных минералов 20—30% при соотношении меди и никеля более 3 : 1, вкрапленные медно-никелевые руды с содержанием сульфидных минералов 5—6% при соотношении меди и никеля менее 2 : 1.

Особенностью минералогической характеристики руд является сложность состава и разнообразие минеральных форм, переменное соотношение в них меди и никеля, тонкое взаимное прорастание и наличие нескольких кристаллических модификаций одного и того же минерала.

Вкрапленные руды месторождения «Норильск-1» представлены в основном пентландитом, халькопиритом и пирротином. Значительно реже встречаются кубанит, миллерит, пирит, халькозин, борнит, а также минеральные выделения группы кобальта и благородных металлов.

Минеральный состав сплошных сульфидных руд более сложен. Главнейшими минералами являются пирротин, халькопирит, пентландит, кубанит, талнахит, встречается миллерит. Основной никелевый минерал — пентландит — присутствует в рудах в двух модификациях. Значительная часть пентландита связана с пирротином, образуя в нем эмульсионную вкрапленность. Пирротин является одним из наиболее распространенных минералов, определяющих в первую очередь качество никелевого концентрата и в значительной степени технико-экономические показатели всего обогатительно-металлургического комплекса. Пирротин представлен тремя кристаллическими модификациями с различными свойствами. Различают сильно- и слабомагнитный пирротины.

Главные медьсодержащие минералы представлены халькопиритом, кубанитом, талнахитом и в меньшей степени — борнитом. Содержание и соотношение присутствующих медных минералов и пирротина в руде определяют качество медного концентрата.

В зависимости от преобладающего содержания того или иного минерала в основных типах сплошных сульфидных руд выделяют несколько минералогических разновидностей, существенно влияющих на показатели обогащения. Наибольшее распространение (80%) получила пирротиновая разновидность (Ni : Cu = 1 : 1). В кубанитовой разновидности (12—15%) соотношение Ni : Cu от 1 : 3 до 1 : 5, в халькопиритовой (5—10%) соотношение Ni : Cu от 1 : 3 до 1 : 10, в среднем 1 : 5.

Богатые медистые руды также подразделяются на минералогические разновидности, среди которых наиболее распространена халькопиритовая.

Вкрапленные медно-никелевые руды Талнахского и Октябрьского месторождений разделяются на подтипы, как и руды месторождения «Норильск-1», однако характер их вкрапленности предопределяет существенные различия в технологической схеме и режиме обогащения.

Вмещающая порода представлена габбро-долеритом.

Никель в рудах находится в трех формах: никель сульфидный, связанный с сульфидными минералами, никель силикатный, входящий в решетку силикатных минералов, и никель окисленный, представленный сульфатом никеля, гидроокисью и гидросиликатами.

Содержание силикатного никеля во вкрапленных рудах колеблется в пределах 0,06—0,12%.

Медь практически вся (на 90—94 отн.%) представлена сульфидными минералами, только незначительная часть ее находится в металлической форме и в виде окисленных минералов. Основным минералом меди является халькопирит (примерно 80%), остальная медь представлена кубанитом, борнитом, халькозином и др.

Результаты фазового анализа проб вкрапленной руды приведены в табл. 45.

Плотность руды месторождения «Норильск-1» 3 *т/м*³, коэффициент крепости 14—18, влажность 1—4%, плотность руды Талнахского месторождения 4,3—4,8 *т/м*³, содержание влаги не должно превышать 6%.

Месторождение «Норильск-1» вскрыто и разрабатывается открытым способом рудниками «Медвежий ручей» и «Угольный ручей» (до 1971 г.), а также подземным рудником «Заполярный».

Талнахское месторождение разрабатывается рудниками «Маяк» и «Комсомольский», Октябрьское месторождение — рудниками «Комсомольский» и «Октябрьский». Намечен к эксплуатации рудник «Глубокий» с подземным способом добычи руды.

Из карьера «Медвежий ручей» руда доставляется автосамосвалами (25 *т*) в приемные бункера корпуса крупного

Таблица 45

Результаты фазового анализа проб вкрапленной руды

Руда (по породе)	Распределение никеля в форме, %		
	сульфидной	сульфатной	силикатной
Пикритовый габбро-долерит	79,1	0,4	20,5
Оливиновый габбро-долерит	76,0	0,9	23,1
Такситовый габбро-долерит	75,4	0,8	23,8

дробления обогатительной фабрики. С подземного рудника «Заполярный» руда транспортируется в вагонетках «Гребби» (5 *т*), а с рудника «Маяк» — в думпкарах (60—100 *т*) до карьера «Бутовый», откуда автосамосвалами (12 *т*) подается в приемные бункера отделения крупного дробления, расположенные в корпусе мелкого дробления.

В настоящее время вкрапленные руды месторождения «Норильск-1» и Талнахского перерабатываются совместно.

Крупность максимального куска руды с открытых работ не должна превышать 1000 *мм*, с подземных — 600 *мм*.

Фабрика, введенная в эксплуатацию в 1945 г., в дальнейшем с целью увеличения производительности неоднократно реконструировалась с максимальным использованием существующих площадей, главным образом за счет установки дополнительного, а также нового оборудования (дробилки, удлинение мельниц, установка мельниц, замена спиральных классификаторов гидроциклонами и установка более крупных флотационных машин и т. д.). В настоящее время фабрика частично реконструируется для переработки наряду с вкрапленными рудами богатых талнахских руд.

Режим работы дробильных корпусов трехсменный по семь часов в смену (с выходными днями), корпусов главного, обезвоживания и фильтрации — трехсменный (с непрерывной рабочей неделей).

Электроснабжение осуществляется от ТЭЦ комбината, работающей на природном газе, источником водоснабжения является р. Норильская, водозабор производится в 13 *км* от фабрики.

Таблица 46

Характеристика крупности проб дробленой руды Норильской фабрики № 1

Класс, *мм*	Выход, %	
	вкрапленная руда	сплошная руда
+16	0,4	37,3
−16 +12	26,8	5,9
−12 +9	35,5	4,6
−9 +4	4,6	11,0
−4 +1,17	17,2	17,7
−1,17 +0,59	3,2	3,9
−0,59 +0,42	1,7	2,9
−0,42 +0,3	1,7	2,4
−0,3 +0,21	1,2	2,3
−0,21 +0,15	1,0	1,6
−0,15 +0,1	1,1	1,5
−0,1 +0,074	1,1	1,2
−0,074 +0,044	0,3	1,2
−0,044 +0	4,2	6,5

Технологическая схема действующей Норильской фабрики № 1 показана на рис. 35.

Схема подготовки к обогащению вкрапленных медно-никелевых руд открытой добычи включает четырехстадиальное дробление до крупности 12—16 *мм* с замкнутым циклом в последней стадии и двухстадиальное измельчение до 70—75% класса —0,074 *мм*.

Для вкрапленных руд подземной добычи применяют три стадии дробления с замкнутым циклом в последней стадии. Дальнейшая подготовка вкрапленных руд к обогащению осуществляется совместно.

Дробление богатых сульфидных руд Талнахского месторождения производится временно по двухстадиальной схеме с использованием оборудования, предназначавшегося ранее для дробления вкрапленных руд подземной добычи. С вводом в эксплуатацию отделения тяжелых суспензий дробленая талнахская руда крупностью до 140 *мм* подвергается разделению на тяжелую (сплошная жильная часть руды) и легкую (вкрапленная часть руды) фракции. Легкая фракция обогащается вместе с вкрапленной рудой месторождения «Норильск-1». Измельчение тяжелой фракции производится в две стадии до 60% класса —0,044 *мм* в I стадии и до 90—95% класса —0,044 *мм* во II стадии. В I стадии применяется смешанная измельчающая среда — шары и куски руды крупностью до 140 *мм*.

Характеристика крупности проб дробленой руды Норильской фабрики № 1 приведена в табл. 46.

Для обогащения вкрапленной руды принята коллективная стадиальная схема флотации с получением коллективного медно-никелевого концентрата и отвальных хвостов.

Для богатых сульфидных руд принята селективно-коллективная схема флотации с получением медного концентрата и медно-никелевого продукта. В начале процесса предусмотрено выделение богатой по меди медной головки, что позволяет стабилизировать соотношение меди и никеля при последующем обогащении.

Коллективный медно-никелевый концентрат из вкрапленных руд и медно-никелевый продукт из богатых руд разделяются совместно.

С 1971 г. для улучшения эффективности разделения медных и никелевых минералов внедрена схема с пропаркой коллективного концентрата в известковой среде, что позволило исключить четырехкратную отмывку концентрата.

Реагентный режим приведен в табл. 47.

Готовый флотационный никелевый

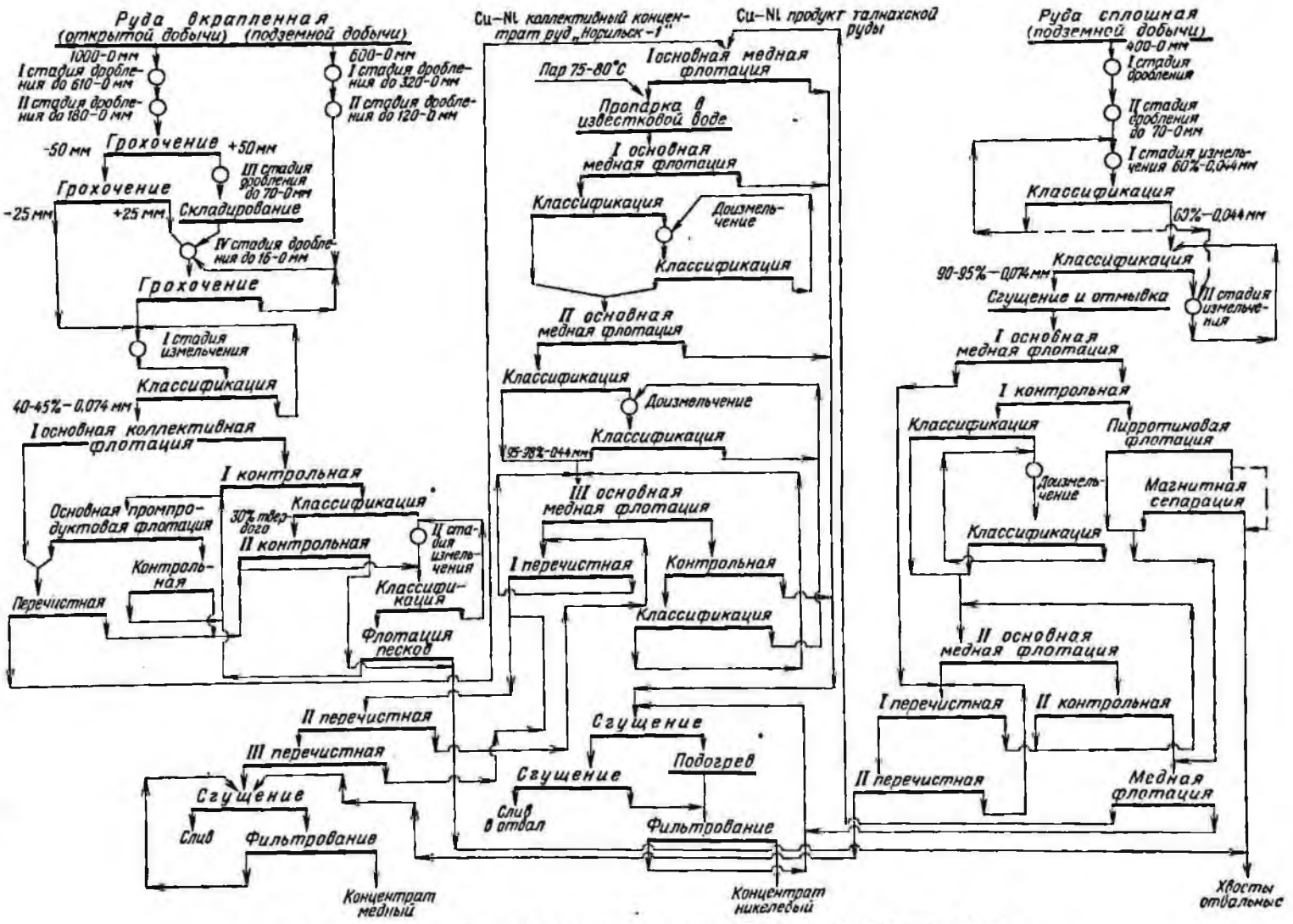


Рис. 35. Технологическая схема обогащения Норильской фабрики № 1

Таблица 47

Реагентный режим Норильской фабрики № 1

Операция	Расход на 1 *т* руды, *г*					
	сода кальцинированная	известь	ксантогенат бутиловый	аэрофлот этиловый	Т-66	кремнефтористый натрий / декстрин
Вкрапленная руда						
Измельчение:						
I стадия (рудные мельницы)	—	—	100	—	50	—
II стадия (доизмельчения)	—	—	30	—	20	—
Флотация перечистная концентрата (содовая)	30	—	—	—	—	40/200
Расход по режиму	30	—	130	—	70	40/200
Сплошная богатая руда						
Флотация:						
I основная медная	—	—	—	60	30	—
I контрольная медная	—	—	25	10	10	—
пирротиновая	—	—	70	—	20	—
II основная медная	—	—	—	25	10	—
II контрольная медная	—	—	—	5	10	—
Расход по режиму	—	2200	95	100	80	—

концентрат направляется гидротранспортом в цех обезвоживания никелевого завода, расположенного в 2 *км* от фабрики. На заводах концентраты сгущаются, фильтруются и передаются конвейерами в шихтовые отделения металлургических заводов.

Медный концентрат подается гидротранспортом в цех обезвоживания медеплавильного завода, расположенного в 7 *км* от фабрики. Около одной трети медного концентрата направляется на обжиг для получения серной кислоты контактным способом. Огарки поступают на медеплавильный завод и шихтуются с обезвоженным медным концентратом.

Режим работы цикла обезвоживания концентратов приведен в табл. 48, технологические показатели обогащения проб руд — в табл. 49.

Наряду с основными компонентами из вкрапленных и богатых руд извлекаются металлы платиновой группы и кобальт.

В связи с тесной ассоциацией с сульфидами металлы платиновой группы и кобальт неизменно сопутствуют никелю и меди во всех операциях обогащения. Попутно с ними извлекаются селен, теллур, золото, серебро, сера.

Отличительными особенностями технологии обогащения и аппаратурного оформления схемы являются:

1) установка поддрабливающих конусных дробилок диаметром 900 *мм* после щековых 1500 × 2100 *мм*, что позволило увеличить производительность последних почти в два раза за счет работы с большей разгрузочной щелью;

2) разработка и внедрение новой конструкции высокопроизводительных виб-

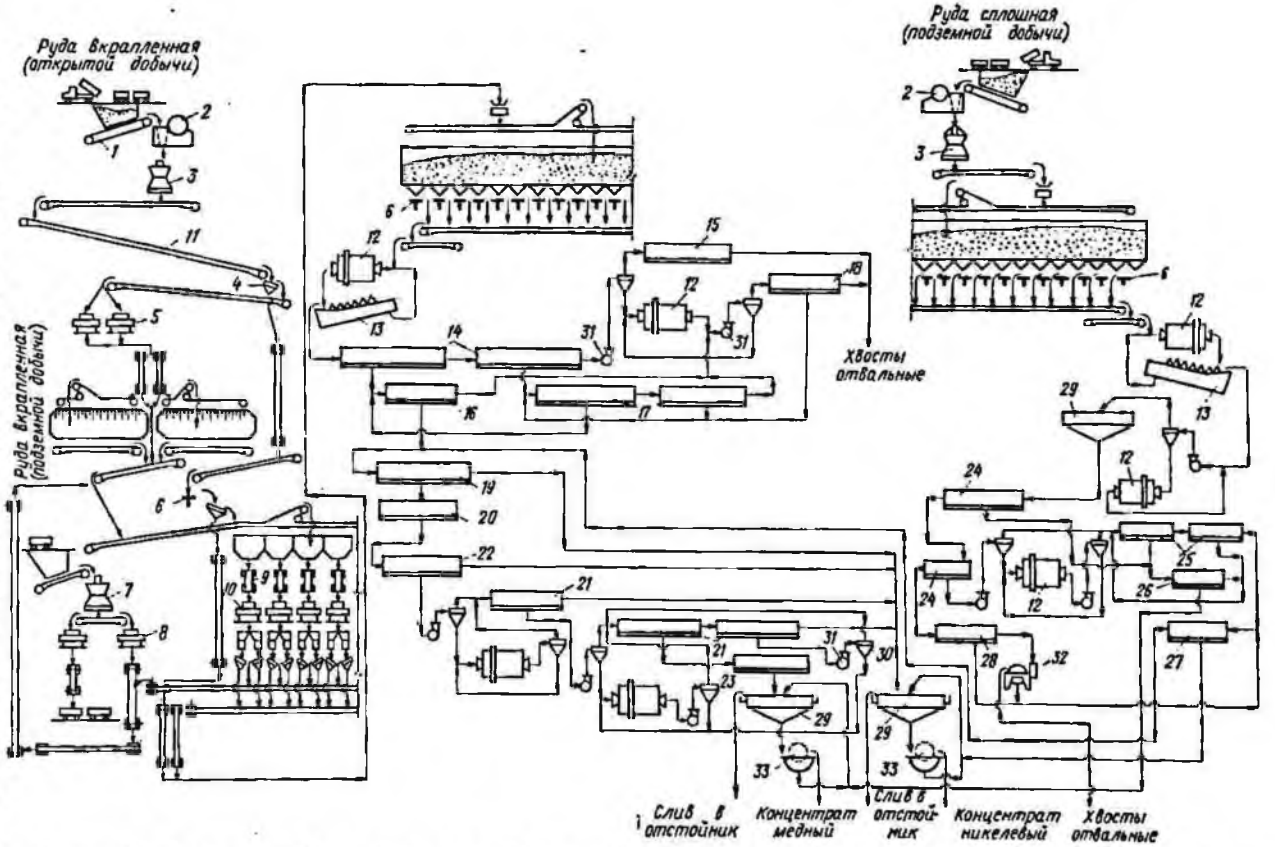


Рис. 36. Схема цепи аппаратов Норильской фабрики № 1:

1 — пластинчатый питатель 2400 × × 12 000 *мм*; *2* — щековые дробилки 1500×2100 *мм*; *3* — конусные дробилки редукционные КРД-900; *4* — колосниковый грохот 2000× ×3500 *мм*; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — дисковые питатели ДП-20; *7* — конусная дробилка крупного дробления ККД-900; *8* — то же, среднего дробления КСД-2100; *9* — ленточный питатель 800×1000 *мм*; *10* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *11* — ленточный конвейер; *12* — шаровые мельницы с решеткой 3200 × 3800 *мм*; *13* — двухспиральные классификаторы с непогруженной спиралью 2КСН-24; *14* — механические флотационные машины ФМР-25 для основной коллективной и I контрольной флотации; *15* — механическая флотационная машина ФМР-63 для II контрольной флотации; *16* — механическая флотационная машина ФМР-25 для перечистной флотации чернового концентрата основной коллективной и основной промпродуктовой флотации; *17* — то же, для основной промпродуктовой и контрольной флотации; *18* — то же, для флотации песков; *19* — то же, для I основной медной флотации; *20* — то же, для пропарки; *21* — то же, для II и III основной и контрольной медной флотации; *22* — то же, для I основной медной флотации; *23* — то же, для I—III перечистной флотации чернового концентрата и III основной медной флотации; *24* — то же, для I основной и I контрольной флотации сплошных руд (подземной добычи); *25* — то же, для II основной медной и II контрольной флотации; *26* — то же, для I и II перечистной флотации чернового концентрата и II основной медной флотации; *27* — то же, для медной флотации; *28* — то же, для пирротиновой флотации; *29* — сгустители с периферическим приводом П-30; *30* — гидроциклон; *31* — песковые насосы; *32* — магнитный сепаратор; *33* — дисковые вакуум-фильтры Ду-100-2,5

Таблица 48

Режим работы цикла обезвоживания концентратов Норильской фабрики № 1

Концентрат	Содержание, %				
	твердого				влаги в кеке после фильтрования
	в питании	в разгрузке	в сливе		
	сгустителей			отстойников	
Никелевый . .	7—12	45—60	До 0,2 *г/л*	До 0,06 *г/л*	Не более 21,5
Медный . . .	10—15	55—70	0,125 *г/л*	До 0,06 *г/л*	Не более 14,5

рационных самобалансирующихся колосниковых грохотов тяжелого типа 185-Гр для грохочения крупнодробленого продукта размером до 180 *мм*;

3) стадиальное грохочение крупнодробленого продукта размером 180 *мм* перед средним дроблением и складом руды на вибрационных грохотах последовательно по классам ±50 и ±25 *мм*. Вывод класса —25 *мм* в бункера главного корпуса осуществляется конвейерами, транзитом, помимо склада руды, что предотвращает слеживание и смерзание руды на складе;

4) получение мелкого по крупности дробленого продукта (не более 0,4—1,2% класса +16 *мм* для вкрапленных руд), что находится на уровне достижений зарубежных фабрик;

5) удлинение всех мельниц фабрики на 700 *мм*; объем мельниц при этом увеличился на 23%, производительность возросла на 16%; увеличился расход электроэнергии на 12—14%;

6) широкое использование гидроциклонов в циклах измельчения и доизмельчения;

7) осуществление замкнутого цикла при работе двух шаровых мельниц с одним двухспиральным классификатором с подачей разгрузки мельниц в нижнюю зону классификатора;

8) стадиальность схем в цикле коллективной флотации и при разделении медно-никелевых продуктов; тонкое доизмельчение черновых медных концентратов до 95—98% класса —0,044 *мм* с предварительной и поверочной классификацией в гидроциклонах;

9) обогащение промпродукта в отдельном цикле; использование пропарки в известковой среде для интенсификации процесса разделения медно-никелевых концентратов;

10) доизвлечение платиновых металлов из хвостов флотации вместе с сульфидами железа магнитной сепарацией;

11) централизованное механизированное опробование руды на химический и ситовый анализы перед бункерами главного корпуса;

12) гидротранспорт медных и никелевых концентратов на большие расстояния в полярных условиях без отепления трасс.

Отличительными особенностями технологических схем в целом для комбината

Технологические показатели

Руда	Содержание в			
	коллективном [1]		никелевом [2]	
	Ni	Cu	Ni	Cu
Вкрапленная	4,13—4,36	9,89—11,39	4,88—5,57	3,16—3,75
Сплошная	4,13—4,36	9,89—11,39	4,88—5,57	3,16—3,75

[1] Общее содержание Ni и Cu в коллективном концентрате (из вкрапленных руд) и в медно-
[2] Общее содержание Ni и Cu в никелевом и медном концентратах, получаемых из вкраплен
[3] Суммарное извлечение Ni и Cu в одноименные концентраты из вкрапленных и сплошных

Таблица 50

Расход электроэнергии, воды и материалов на Норильской фабрике № 1 на 1 *т* руды

Показатели	Руда	
	вкрапленная	сплошная
Электроэнергия, *квт·ч*	32,62	68,27
Вода (свежая), $м^3$ . .	1,62 *	3,24
Шары, *кг*	1,57	1,80
Футеровка, *кг* . . .	0,136	0,152
Фильтроткань, $м^2$.	0,0018	0,0157

* Дополнительно применяется оборотная вода из хвостохранилища.

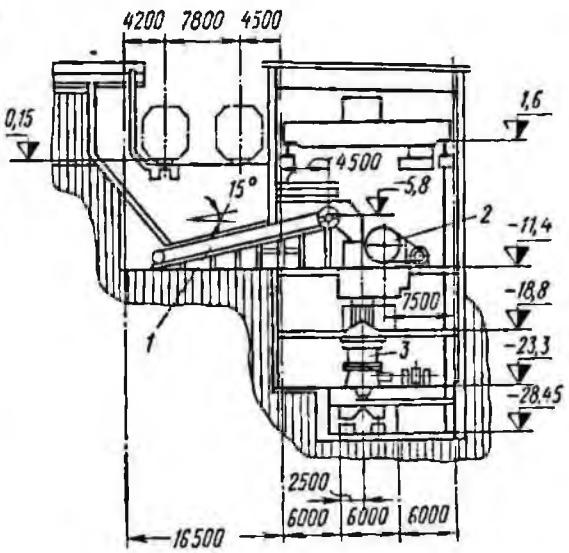


Рис. 37. Корпус крупного дробления Норильской фабрики № 1:
1—3 — см. рис. 36

являются разнообразие методов обогащения (гравитационный, флотационный, магнитный), сочетание процессов обогащения с пирометаллургической обработкой, использование флотации для доводки медно-никелевого файнштейна и медных шлаков конверторного передела.

Расход электроэнергии, воды и материалов приведены в табл. 50.

Коэффициент использования измельчительного оборудования для вкрапленных руд составляет 95,5%, для сплошных — 92,1%.

Схема цепи аппаратов Норильской фабрики № 1 показана на рис. 36.

Хвостохранилище расположено на расстоянии 2,5 *км* от фабрики, длина дамбы 4,2 *км*.

Хвосты транспортируются самотеком по деревянным трубам, футерованным в нижней части диабазовой плиткой. Особенностью эксплуатации является укладка труб под лед и намыв дамбы гидроциклонами в зимних условиях.

При сбросе пульпы с температурой 15—19° С в течение 15—20 *мин* происходит таяние и разрушение льда толщиной 1—1,2 *м*, в результате чего образуется открытый водоем — прорубь диаметром 10—15 *м*. Емкость существующего хвостохранилища рассчитана до 1974 г., затем будет введено в эксплуатацию новое — в районе оз. Лебяжье.

На фабрике используется оборотная вода при соотношении со свежей 1 : 2.

Химический состав оборотной воды и жидкой фазы продуктов обогащения приведен в табл. 51.

Схема сооружений Норильской фабрики № 1 характеризуется каскадным расположением корпусов с использованием

Таблица 49

обогащения проб руд

концентрате, %		Извлечение в концентрат, %			
медном [3]		коллективный		никелевый [4]	медный [5]
Ni	Cu	Ni	Cu	Ni	Cu
1,62—1,69	24,91—28,17	72,5—75,5	94—94,5	80,5—81,8	74,5—76,8
1,62—1,69	24,91—28,17	96—98	97—98	80,5—81,8	74,5—76,8

никелевом продукте (из сплошных руд).
ных и сплошных руд.
руд.

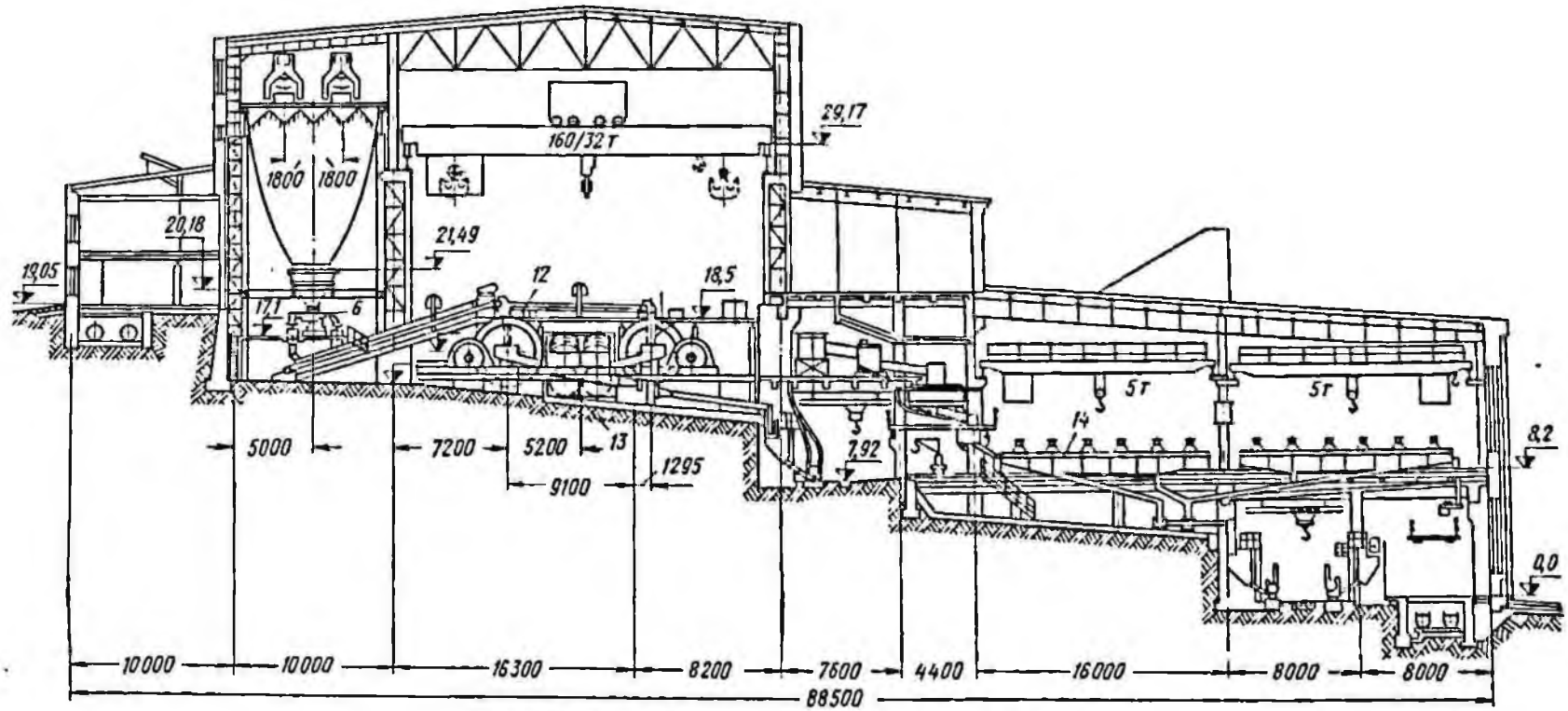


Рис. 39. Главный корпус Норильской фабрики № 1:
6, 12—14 — см. рис. 36

Таблица 51

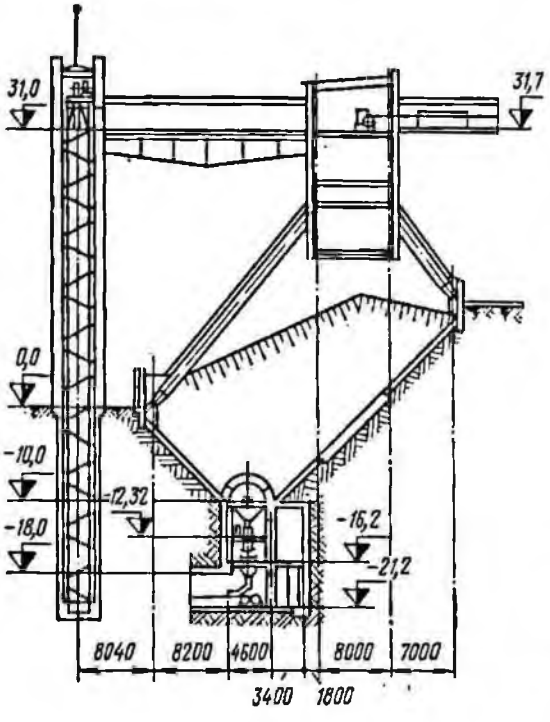
Химический состав оборотной воды и жидкой фазы продуктов обогащения

Продукт	Содержание, мг/л							
	ксантогенат бутиловый	этиловый аэрофлот	Ni^{2+}	Cu^{2+}	Fe^{2+}	Ca^{2+}	Mg^{2+}	SO_4^{2-}
Оборотная вода	1,34	0,96	0,03	0,03	0,12	116,2	14,5	422,8
Слив:								
сгустителя коллективного концентрата . . .	1,52	4,9	0,04	0,03	0,08	65,7	2,7	91,6
отстойников никелевого концентрата	1,27	1,1	0,05	0,08	0,08	425,8	7,1	290,3
отстойников медного концентрата	1,42	Не определяется	0,31	0,14	0,29	136,2	11,5	342,8
Хвосты:								
от вкрапленных руд .	1,58	То же	0,05	0,04	0,09	61,0	15,9	247,1
от сплошных руд . . .	30,97	8,8	0,06	0,04	0,72	144,2	4,3	249,1

рельефа местности для организации склада руды.

Разрезы корпусов крупного дробления, склада дробленой руды и главного корпуса Норильской фабрики № 1 показаны на рис. 37, 38 и 39.

Рис. 38. Склад дробленой руды Норильской фабрики № 1



Действующая обогатительная фабрика перерабатывает все добываемые сорта руд. В дальнейшем, с ростом добычи богатых сульфидных и вкрапленных руд Талнахского и Октябрьского месторождений, предусматривается ввод в эксплуатацию в районе Талнаха фабрики № 2, а на фабрике № 1, кроме вкрапленных руд месторождения «Норильск-1», перерабатывать медистые и вкрапленные руды района Талнаха.

Глава IV

Фабрики для обогащения свинцово-цинковых руд

§ 7. Краткая характеристика свинцово-цинковых руд СССР

Свинец и цинк извлекаются из руд нескольких промышленных типов, важнейшими из которых являются медно-свинцово-цинковые (полиметаллические), свинцово-цинковые и свинцовые. В рудах ряда месторождений в промышленных количествах присутствует барит. Значительная часть цинка, как указывалось ранее, добывается из медно-цинковых колчеданных руд.

В медно-свинцово-цинковых (полиметаллических) рудах, помимо меди, свинца и цинка, нередко в промышленных количествах присутствуют золото, серебро, кадмий, индий, иногда сурьма, висмут, олово, редкие земли, галлий, таллий, германий, теллур, селен и другие ценные компоненты. В некоторых месторождениях практическое значение имеют также барит, флюорит, пирит, сера. Содержание всех этих компонентов изменяется в весьма широких пределах.

Медно-свинцово-цинковые руды распространены среди месторождений скарновых (Тетюхинское, Алтын-Топканское, Кансайское и др.), гидротермальных среднетемпературных жильных (Садонское) и линзообразных алтайского типа (Лениногорское, Зыряновское и другие месторождения, представленные рудами, образовавшимися в результате замещения эффузивных пород) и других промышленных типов.

Наибольшее значение имеют руды полиметаллических месторождений алтайского типа. Вещественный состав медно-свинцово-цинковых руд весьма разнообразен и зависит как от генезиса месторождения, так и от степени окисления руд.

По относительному содержанию окисленного свинца запасы руд подразделяются на сульфидные (количество окисленного свинца составляет 10—15%), смешанные (от 10—15 до 40—85%) и окисленные (40—85%). Во многих случаях раздельная добыча окисленных и смешанных руд крайне затруднена и они поступают на обогащение совместно.

В сульфидных рудах помимо халькопирита, галенита и сфалерита часто присутствуют пирит, арсенопирит, блеклые руды и др. Нерудные минералы представлены обычно кварцем и кальцитом, а на некоторых месторождениях также баритом, хлоритом, серицитом, флюоритом и скарновыми соединениями. Серебро в рудах связано с галенитом, теннантитом, тетраэдритом и др. Золото встречается в свободном состоянии или входит в состав пирита и халькопирита. Кадмий чаще всего содержится в сфалерите. Руды характеризуются многообразием текстурно-структурных признаков, разнообразием типов срастаний минералов, большим диапазоном колебаний размеров рудной вкрапленности. По совокупности всех этих свойств наиболее благоприятны для обогащения руды жильных месторождений (садонский тип).

В отличие от сульфидных, окисленные и смешанные руды характеризуются более сложным минеральным составом, резким ухудшением физических свойств (глинистость, увеличение пластичности и др.) и трудной обогатимостью. Особенно плохо извлекаются окисленные цинковые минералы. Резкое снижение извлечения свинца из окисленных руд объясняется прежде всего тем, что в них помимо флотируемых минералов свинца (галенит, церуссит, англезит, неожелезненный миметезит и пироморфит) присутствуют практически неизвлекаемые при флотации плюмбоярозит, ожелезненные свинецсодержащие соединения и др. По ориентировочным подсчетам в смешанных и окисленных рудах некоторых полиметаллических месторождений доля сульфидного свинца составляет 45—55%, доля относительно легко флотируемых окисных соединений свинца 10—20%. Остальная часть (25—40%) представлена труднофлотируемыми соединениями свинца, извлечение которых из руд сопряжено с очень большими потерями и затратами.

В отличие от полиметаллических, в свинцово-цинковых рудах медные минералы (и связанные с ними попутные компоненты) либо полностью отсутствуют, либо присутствуют в непромышленных количествах. По всем остальным признакам свинцово-цинковые руды близки к медно-свинцово-цинковым, более подробно рассмотренным выше. Значительная часть запасов свинцово-цинковых руд заключена в окварцованных, баритизированных и доломитизированных карбонатных породах. Руды этого подтипа относительно простые по минеральному составу (галенит, сфалерит, пирит, марказит, церуссит и др.), но чаще всего тонковкрапленные, затронуты окислением и обычно являются баритсодержащими. Большие запасы свинцово-цинковых руд заключены в стратиморфных колчеданных месторождениях, залегающих среди эффузивно-осадочных пород (месторождение Озерное и др.). Эти руды труднообогатимы вследствие тонкой вкрапленности и тесного взаимного прорастания рудных минералов.

Основная масса свинцовых и свинцово-баритовых руд локализуется в метасоматических месторождениях, приуроченных к толщам карбонатных (известняки и доломиты) пород (месторождения Миргалимсайское, Алайгырское и др.).

Для руд характерен относительно простой и разнообразный минеральный состав (галенит, пирит, марказит, церуссит, сфалерит, кальцит, доломит, сидерит, барит, немного кварца и иногда флюорита), тонкая вкрапленность и высокая степень окисленности.

§ 8. Фабрики для обогащения медно-свинцово-цинковых руд

Алмалыкская фабрика для свинцово-цинковых руд (Узбекская ССР)

На фабрике Алмалыкского горнометаллургического комбината перерабатываются медно-свинцово-цинковые руды с незначительным содержанием меди Кургашинканского, Алтын-Топканского и Сардобского месторождений. На Кургашинканском месторождении добываются смешанные и сульфидные руды. При эксплуатации смешанные и сульфидные сорта руд отдельно не выделяются, так как четких и постоянных границ между ними не существует. На Алтын-Топканском и Сардобском месторождениях добываются сульфидные руды, затронутые окислением.

Бо́льшая часть руд относится к вкрапленным и прожилково-вкрапленным разновидностям и лишь небольшая часть — к массивным (сплошным). Основные рудные минералы представлены пиритом (3—4%), сфалеритом (2—3%), галенитом (1—2%), церусситом, смитсонитом, каламином, нерудные — кварцем и полевыми шпатами (30—40%), пироксенами и гранатами (примерно 20—25%). В руде содержатся также карбонаты (25%), серицит, хлорит (до 7—8%) и др. Халькопирит присутствует в незначительном количестве, образуя нередко эмульсионную вкрапленность в сфалерите. Пирит распространен повсеместно, встречаются участки, сильно обогащенные пиритом.

Для кургашинканских руд в отличие от алтын-топканских характерно присутствие в большом количестве легкошламующихся минералов — серицита с каолином (14%), хлорита (7%), а также карбонатов (до 26—30%).

Кургашинканские руды отличаются неравномерной вкрапленностью сульфидов (от крупной до тонкопылевидной), а алтын-топканские тонкой вкрапленностью сульфидов и их тесным взаимным прорастанием.

Основные полезные компоненты руд — свинец, цинк, попутные — медь, кадмий, серебро, сера и др. Результаты фазового анализа приведены в табл. 52. Медь в рудах присутствует в виде халькопирита, халькозина, борнита, малахита, куприта и др.

Плотность кургашинканской руды 2,8 *т/м*³, алтын-топканской и сардобской — 3,4 *т/м*³, коэффициент крепости соответственно 10—12 и 16—18. Влажность руд 3—5%.

Алтын-Топканское месторождение в настоящее время разрабатывается только подземным способом, Кургашинканское и Сардобское — открытым.

Максимальная крупность кусков исходной руды, поступающей из карьера, 800—1000 *мм*, из подземных выработок 300—400 *мм*.

Кургашинканская руда транспортируется на фабрику в железнодорожных 100-тонных думпкарах, загружаемых рудой с шихтовочной площадки на руднике, где производится ее усреднение. На площадку руда подается автосамосвалами. Алтын-топканская руда подземной добычи через штольню «Капитальная» подается в конусную дробилку ККД-1200/150 *мм*, работающую под завалом.

Крупнодробленая руда в смеси с сардобской через каскадную систему конвейеров общей протяженностью 6,9 *км*, распределяется по бункерам железнодорожной станции «Терекли», откуда в 60-тонных думкарах поступает на фабрику.

На Алтын-Топканском и Сардобском месторождениях руда не разделяется по типам, а усреднение осуществляется при транспортировании ее через систему рудо-

Таблица 52

Результаты фазового анализа проб руд

Руда	Распределение, %					
	Pb в форме			Zn в форме		
	англезита и церуссита	галенита	плюмбоярозита	каламина и смитсонита	сфалерита	бивериты
Кургашинканская . .	12,4	84,5	3,1	3,3	94,0	2,7
Алтын-топканская . .	18,7	79,2	2,1	3,7	93,8	2,5
Смесь	18,0	79,2	2,8	4,9	92,6	2,5

спусков и бункеров. Прием этих руд, а также кургашинканской производится в отдельные бункера с раздельным дроблением и обогащением на различных секциях с целью получения коллективного концентрата.

Алмалыкская фабрика была введена в эксплуатацию в 1954 г. и к настоящему времени в значительной степени расширена и реконструирована.

Режим работы дробильных корпусов трехсменный по 7 ч с перерывом на текущий ремонт ежедневно в течение 3 ч, а в дни планово-предупредительного ремонта — двухсменный (4 раза в месяц), корпусов главного, обезвоживания и фильтрования — трехсменный с непрерывной рабочей неделей.

Источником электроэнергии является районная подстанция Каракиясай, а водоснабжения — подземные скважины, расположенные в пойме р. Апгрен.

Технологическая схема обогащения свинцово-цинковых руд на Алмалыкской фабрике показана на рис. 40.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 53.

Для обогащения руды принята схема коллективной флотации с последующим циклом разделения коллективного концентрата. Цикл селекции включает операции десорбции и отмывки собирателя, доизмельчение коллективного концентрата с межстадиальной флотацией в свинцовом переделе и цинковую флотацию.

Предусмотренное проектной схемой выделение медного концентрата пока лимитируется низким содержанием меди в добываемой руде. Получение пиритного концентрата из хвостов цинковой флотации намечено осуществить в отделении сгущения главного корпуса.

Реагентный режим и режим работы цикла обезвоживания концентратов приведены в табл. 54 и 55, технологические показатели обогащения — в табл. 56.

Расход электроэнергии, воды[1] и материалов на Алмалыкской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	39,47
Вода, *м*³	4,1
Шары, *кг*	1,84
Фильтроткань, *м*²	0,00035
Футеровка, *кг*	0,161

[1] С сентября 1970 г. фабрика применяет оборотную воду Алмалыкского цинкового завода.

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 95%.

Схема цепи аппаратов Алмалыкской фабрики показана на рис. 41.

Отличительными особенностями технологии, проектных решений и аппаратурного оформления фабрики являются:

возможность включения операции отмывки руды от глинистых примесей перед средним и мелким дроблением;

направление разгрузки мельницы II стадии измельчения, минуя поверочную классификацию, непосредственно в начало межцикловой флотации;

Таблица 53

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды

Класс, *мм*	Выход, %				
	дробленая руда		измельченная руда		коллективный концентрат
	алтын-топканская	кургашинканская	I стадии	II стадии	
+22	9,5	7,1	—	—	—
−22 +10	38,2	35,2	—	—	—
−10 +6	12,3	12,2	—	—	—
−6 +3	13,0	12,9	—	—	—
−3 +0,8	3,8	9,7	—	—	—
−0,8 +0,42	2,3	2,9	24,2	—	—
−0,42 +0,3	0,8	1,3	5,0	—	0,4
−0,3 +0,21	1,5	2,4	8,9	1,9	3,3
−0,21 +0,15	0,6	0,9	4,8	2,1	2,6
−0,15 +0,1	9,5	1,7	6,1	7,6	8,5
−0,1 +0,074	0,6	1,5	3,4	8,1	7,3
−0,074 +0,044	1,1	1,9	10,9	16,2	15,2
−0,044 +0	6,8	10,3	36,7	64,1	62,7

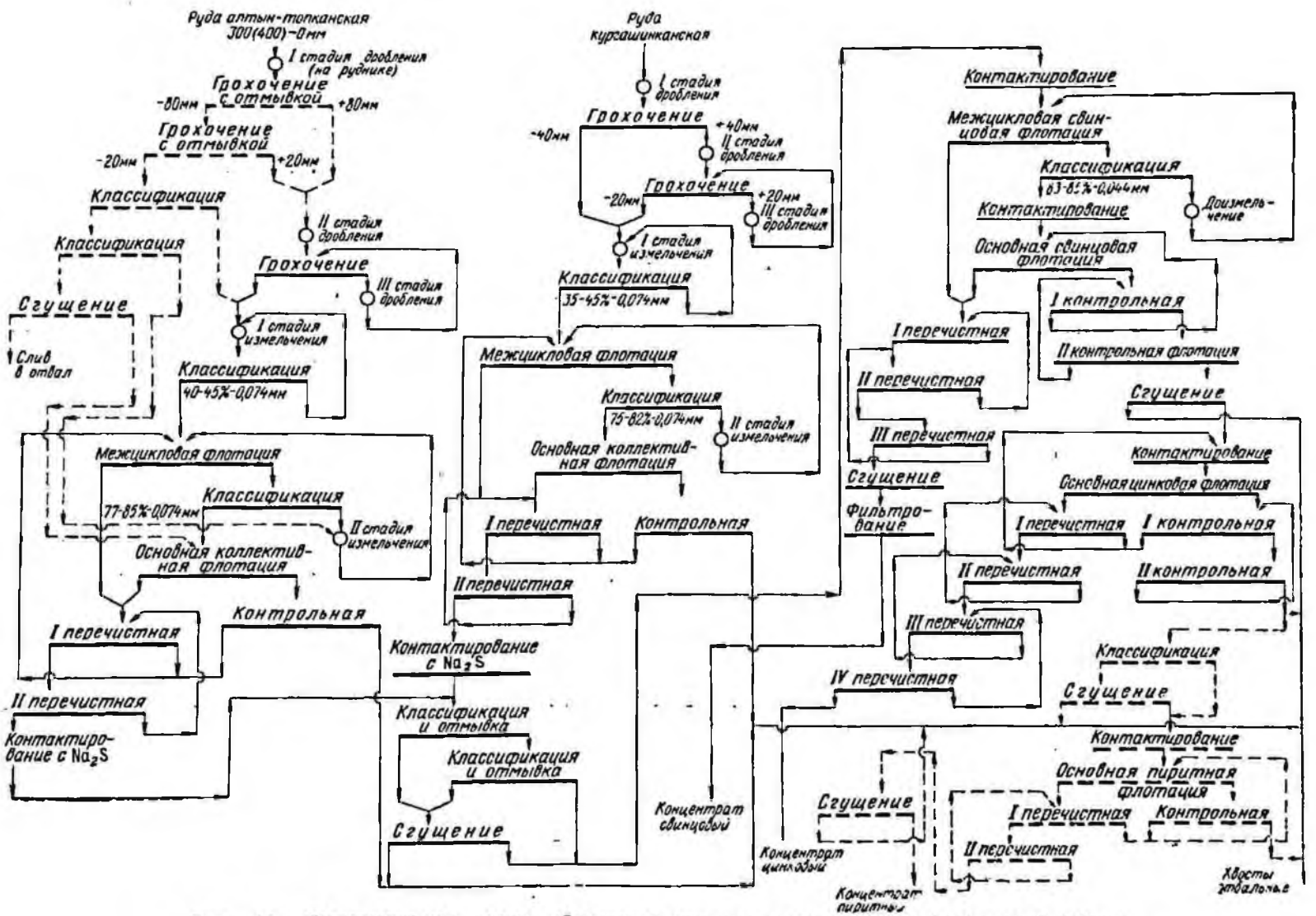


Рис. 40. Технологическая схема обогащения свинцово-цинковых руд на Алмалыкской фабрике

Реагентный режим Алмалыкской фабрики

Таблица 54

Операция, точка подачи реагента	pH, содержание свободной CaO, г/м³	Расход реагентов на 1 т руды, г: сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	Т-66	сода каустическая, pH	сульфат аммония	сернистый натрий	медный купорос	цинковый купорос	цианистый натрий
Кургашинканская руда и смесь										
Коллективная флотация										
Измельчение:										
I стадия	—	50—70		По ходу процесса			60—70	—	—	—
II стадия	—	—	—	—	—	—	—	100—125	—	—
Флотация:										
межцикловая	До pH = 8,2 ÷ 8,7	—	20—30	—	—	—	—	40—55	—	—
основная коллективная	—	—	18—25	—	—	—	—	—	—	—
контрольная коллективная	—	—	7—12	—	—	—	40—45	—	—	—
Десорбция коллективного концентрата	—	—	—	—	—	—	460—510	—	—	—
Расход по режиму	—	50—70	45—67	120—150	—	—	560—625	140—180	—	—
Алтын-топканская и сардобская руды										
Измельчение:										
I стадия	—	50—70		По ходу процесса	—	—	60—70	—	—	—
II стадия	—	—		—	—	—	—	100—125	—	—
Флотация:										
основная коллективная	—	—	35—55	—	—	—	—	40—55	—	—
контрольная коллективная	—	—	10—17	—	—	—	40—45	—	—	—
Десорбция коллективного концентрата	—	—	—	—	—	—	460—510	—	—	—
Расход по режиму	—	—	50—72	120—150	—	—	560—625	140—180	—	—
Свинцовая флотация										
Контактирование перед межцикловой флотацией	—	—	—	—	До pH = 10,0 ÷ 10,5	45—60	—	—	65—90	32—48
Доизмельчение коллективного концентрата	—	—	—	—	35—55	18—24	—	—	30—45	16—24
Межцикловая флотация (1 и 9 камеры)	—	—	3,0—4,0	—	—	—	—	—	—	—
Контактирование перед основной флотацией	—	—	—	По ходу процесса	—	18—24	—	—	25—35	12—18
Флотация:										
основная (1 и 15 камеры)	—	—	0,8—1,0	—	—	—	—	—	—	—
I контрольная (1 и 11 камеры)	—	—	3,0—4,0	—	—	—	10—20	—	—	—
II контрольная (5 камера)	—	—	2,2—3,0	—	—	—	—	—	—	—
перечистная (I и II)	—	—	—	—	15—25	9,0—12,0	—	—	40—55	20—30
Расход по режиму	—	—	9—12	10—20	50—80	90—120	10—20	—	160—225	80—120
Цинковая флотация										
Флотация:										
основная (контактный чан)	30—50	—	—	—	—	—	—	40—60	—	—
1-я камера	—	—	3,0—4,7	По ходу процесса	—	—	—	—	—	—
15-я камера	—	—	3,0—4,8	—	—	—	—	28—42	—	—
контрольная I и II	—	—	3,5—5,5	—	—	—	—	12—18	—	—
I цинковая перечистная	50—90	—	0,5—1,0	—	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	80—140	—	10—16	20—30	—	—	—	80—120	—	—

Примечания: 1. Расход цианистых солей в каждую точку должен составлять 0,5—0,7 расхода цинкового купороса, а сульфата аммония 0,5—0,6.
2. Температура пульпы в основной цинковой флотации 30—35 °С.

Таблица 55

Режим работы цикла обезвоживания концентратов

Концентрат	Содержание, %		
	твердого		влаги
	в питании сгустителей	в разгрузке сгустителей	в кеке после фильтрования
Свинцовый	12—15	65—70	12,0
Цинковый	10—12	60—65 *	—

* Цинковый концентрат сгущается на территории Алмалыкского цинкового завода.

исключение контрольной классификации при разгрузке мельницы доизмельчения коллективного концентрата;

увеличение пропускной способности флотационных машин ФМР-25 до 7 $м^3/ч$, использование всасывающих блоков машин ФМР-63 для установки их в камерах машин ФМР-25.

Хвостовое хозяйство построено и введено в эксплуатацию в 1953—1954 гг. Оно находится в 2,5 *км* от фабрики. Хвосты транспортируются самотеком по лотку на расстояние 1,5 *км* до пульпонасосной № 1. Для намыва дамбы используются гидроциклоны, слив которых направляется в хвостохранилище. Сброс осветленной воды производится через водоприемный колодец в коллектор и по нему отводится в лоток, а затем в отстойник.

Проектом предусматривается организация объединенного хвостового хозяйства для фабрик, перерабатывающих медные и свинцово-цинковые руды, с осуществлением этого мероприятия в две очереди.

Первая очередь предусматривает увеличение срока службы существующего хвостохранилища, а вторая — строительство нового объединенного хвостохранилища с самотечным гидротранспортом хвостов и использованием оборотной воды, в том числе получаемой из хвостов коллективного цикла. Цианосодержащие стоки селекции после отстаивания их в промежуточной емкости предполагается использовать для фабрики, перерабатывающей медные руды.

Таблица 56

Технологические показатели обогащения пробы руды

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Pb	Zn	Pb	Zn
Смесь	52—53	54—55	82—83	72—75

Такая схема позволяет максимально использовать оборотную воду, что имеет большое значение в засушливом районе, и полностью исключить сброс сточных вод обогатительных фабрик Алмалыкского горнометаллургического комбината в водоемы. Разрез главного корпуса показан на рис. 42.

В настоящее время произведен перевод всех секций главного корпуса на коллективную схему флотации (ранее проектом предусматривалась прямая селективная флотация). В дальнейшем намечено внедрение технологических узлов выделения пиритного и медного концентратов. Одновременно предусмотрено внедрение операции обесцинкования свинцового концентрата при переходе на сульфитную технологию, позволяющую значительно сократить применение цианистых солей.

Проводится работа по усовершенствованию технологии разделения коллективного концентрата с применением новых реагентов, исключающих операции десорбции и отмывки.

Зыряновская фабрика (Казахская ССР)

На Зыряновскую обогатительную фабрику поступают преимущественно руды Зыряновского месторождения (97%)*. На этом месторождении отрабатываются прожилково-вкрапленные (в незначительном количестве сплошные) сульфидные и смешанные руды, локализующиеся главным образом в микрокварцитах (~51%) и кварцево-хлорито-серицитовых сланцах (~49%).

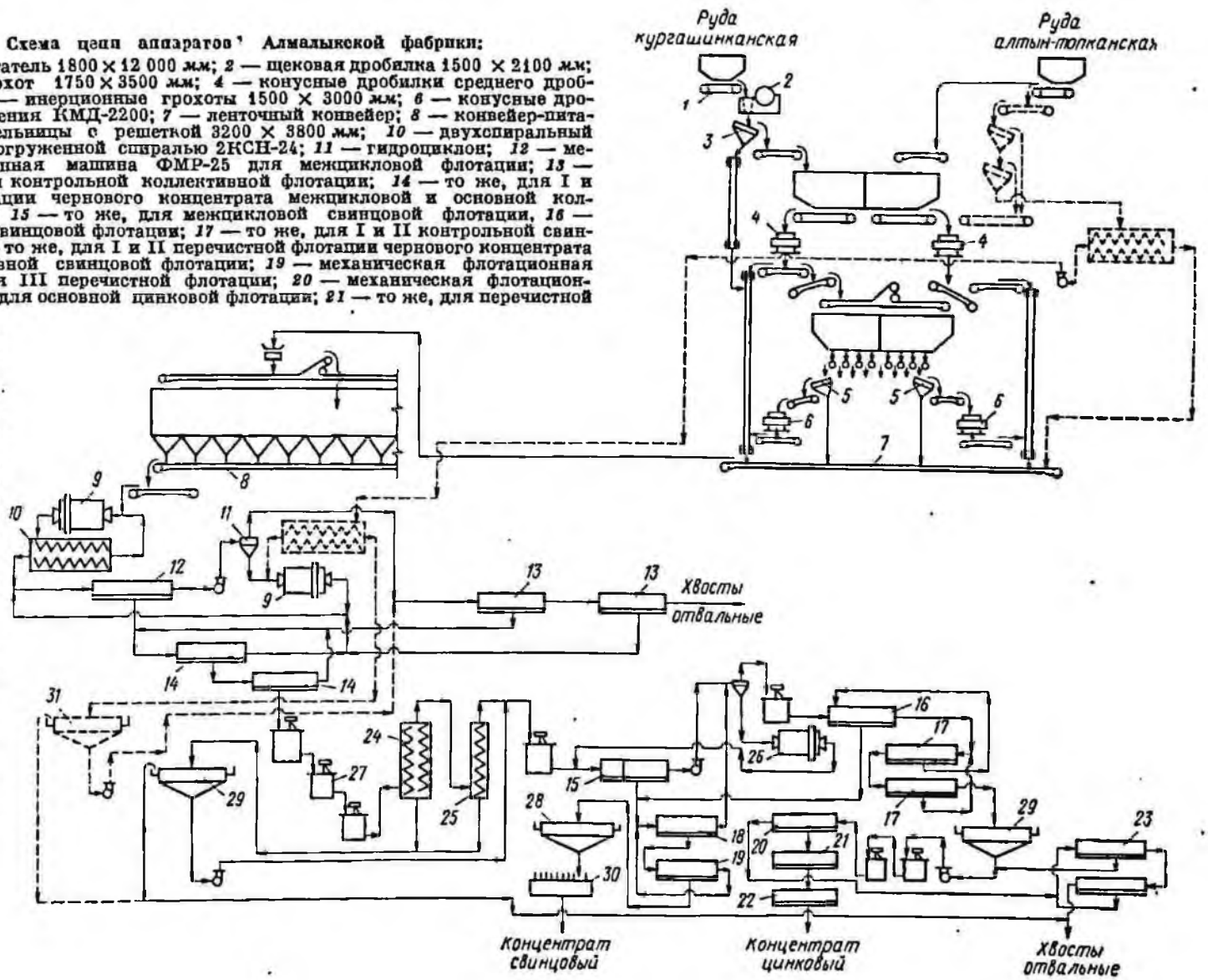
Структура сплошных и вкрапленных руд мелко- и среднезернистая, реже тонкозернистая.

Сульфидные руды сложены кварцем (50—70%), серицитом (20%), хлоритом (10%), карбонатами (9%) и сульфидами (8%). Из рудных минералов наиболее распространены галенит, сфалерит, халькопирит, пирит. В подчиненном количестве присутствуют пирротин, тетраэдрит. В смешанных рудах, кроме того, встречаются церуссит, смитсонит, гидроокислы железа, халькозин, ковеллин, марказит и др.

* На фабрику периодически поступают смешанные руды Греховского месторождения.

Рис. 41. Схема цепи аппаратов Алмалыкской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 12 000 *мм*; *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм*; *3* — инерционный грохот 1750 × 3500 *мм*; *4* — конусные дробилки среднего дробления КСД-2200; *5* — инерционные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *6* — конусные дробилки мелкого дробления КМД-2200; *7* — ленточный конвейер; *8* — конвейер-питатель; *9* — шаровые мельницы с решеткой 3200 × 3800 *мм*; *10* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *11* — гидроциклон; *12* — механическая флотационная машина ФМР-25 для межцикловой флотации; *13* — то же, для основной и контрольной коллективной флотации; *14* — то же, для I и II перечистной флотации чернового концентрата межцикловой и основной коллективной флотации; *15* — то же, для межцикловой свинцовой флотации, *16* — то же, для основной свинцовой флотации; *17* — то же, для I и II контрольной свинцовой флотации; *18* — то же, для I и II перечистной флотации чернового концентрата межцикловой и основной свинцовой флотации; *19* — механическая флотационная машина ФМР-10 для III перечистной флотации; *20* — механическая флотационная машина ФМР-25 для основной цинковой флотации; *21* — то же, для перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *22* — механическая флотационная машина ФМР-10 для II—IV перечистной флотации; *23* — механические флотационные машины ФМР-25 для I и II контрольной цинковой флотации; *24* — двухспиральный классификатор с погруженной спиралью 2КСП—24; *25* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-15; *26* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × × 3100; *27* — контактный чан; *28* — сгуститель с периферическим приводом П-18; *29* — то же, П-30; *30* — дисковый вакуум-фильтр Ду-51-2,5/6; *31* — сгуститель с центральным приводом Ц-12 (в резерве)



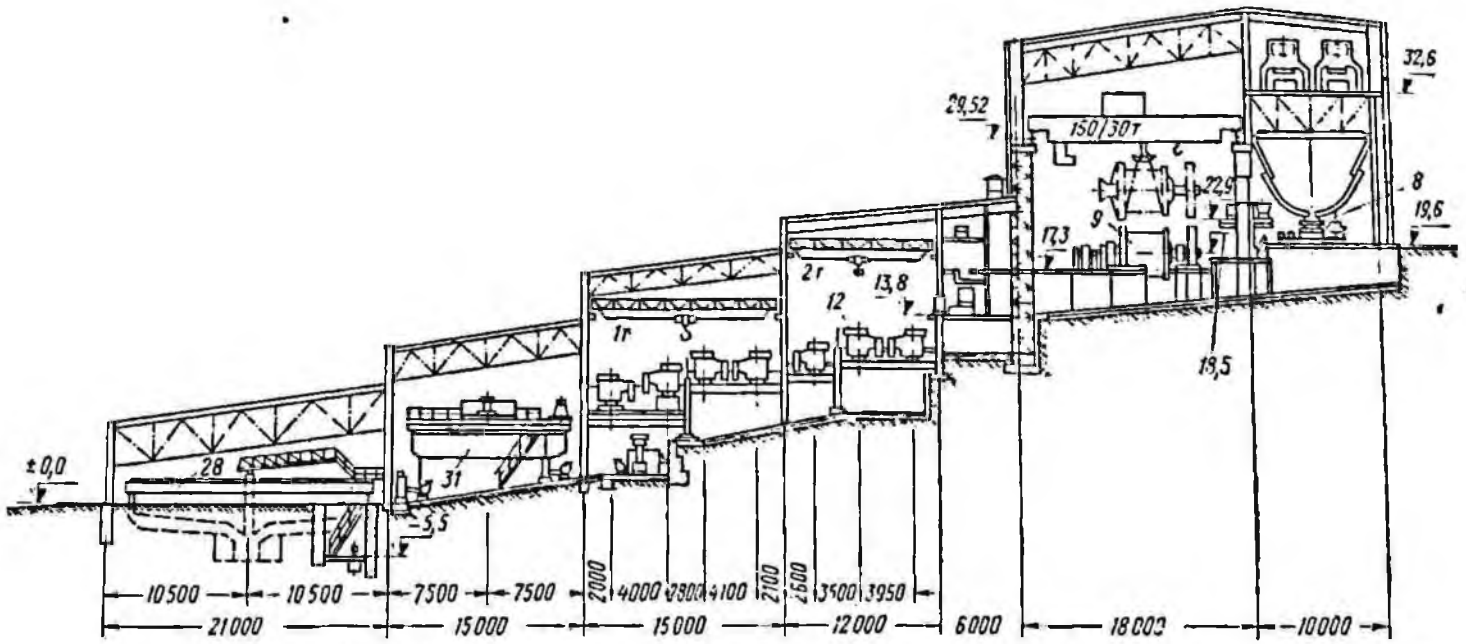


Рис. 42. Главный корпус Алмалыкской фабрики для свинцово-цинковых руд:
8, 9, 12, 28 и 31 — см. рис. 41

Таблица 57

Результаты фазового анализа проб руды

Руда	Распределение, %									
	свинца в форме				цинка в форме			меди в форме		
	англезита	церусита	галенита	плюмбоярозита	смитсонита	каламина	сфалерита	окисленной	сульфидной	
									первичной	вторичной
Сульфидная . .	1,74	1,15	91,91	5,2	1,42	1,07	97,51	5,6	91,1	3,3
Смешанная . .	2,98	8,95	83,6	4,47	21,2	3,3	75,5	6,5	75,8	17,7

Характерным для месторождения является выдержанность соотношения содержаний свинца, цинка и меди, равное примерно 1 : 1,57 : 0,23.

Результаты фазового анализа руды приведены в табл. 57.

Плотность руды 2,7—2,9 *т/м*³; влажность 4—6, коэффициент крепости 10—15.

Зыряновское месторождение отрабатывается подземным (рудники Зыряновский и им. XXII партсъезда КПСС) и открытым способами.

Доставка руды на обогатительную фабрику из шахт производится скиповым подъемником, а из карьеров — автосамосвалами. Крупность максимального куска руды подземной добычи 400 *мм*, а открытой — 1000 *мм*.

Смешанные и сульфидные руды добывают и обогащают раздельно.

Подземные рудники Зыряновского месторождения ведут добычу односортной сульфидной руды, усреднение производится только по содержанию свинца за счет добычи руды из различных блоков месторождения.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1953 г. Режим работы дробильных корпусов двухсменный по семь частов в смену (с выходными днями), корпусов — главного и обезвоживания — трехсменный (с непрерывной рабочей неделей).

Источником электроснабжения является Усть-Каменогорская ГЭС, водоснабжения — р. Березовка.

Технологические схемы обогащения сульфидных и смешанных руд показаны на рис. 43 и 44.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 58.

Смешанные и сульфидные руды предварительно обогащаются в цехе тяжелой суспензии. Исходным питанием цеха является руда крупностью —50 + 8 *мм*, которая предварительно промывается на резонансном секционированном грохоте. Обогащение руды в тяжелой суспензии осуществляется в конусном сепараторе. В качестве утяжелителя используется смесь ферросилиция и магнетита.

Тяжелая фракция после отмывки дорабливается в конусной дробилке мелкого дробления до крупности —16 *мм* и системой конвейеров подается в главный корпус. Отмытая легкая фракция направляется в специальный отвал и используется для строительства дороги в качестве щебенки.

Некоторые параметры технологического процесса при промывке руды и разделении в тяжелой суспензии приведены в табл. 59, а технологические показатели обогащения пробы руды (с предварительным обогащением руд в тяжелой суспензии) — в табл. 60.

Таблица 58

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Зыряновской фабрики

Класс, *мм*	Выход, %		
	дробленая руда	измельченная руда	
		I стадии	II стадии
+25	1,6	—	—
—25 +16	8,9	—	—
—16 +10	36,2	—	—
—10 +6	12,6	—	—
—6 +3	12,9	—	—
—3 +1,6	7,1	1,0	—
—1,6 +1,25	1,1	1,3	
—1,25 +0,42	8,7	17,6	0,8
—1,42 +0,21	3,4	15,3	6,2
—0,21 +0,14	1,1	7,0	2,6
—0,14 +0,1	0,9	5,9	8,9
—0,1 +0,074	0,6	3,5	6,5
—0,074 +0	5,0	48,4	75,0

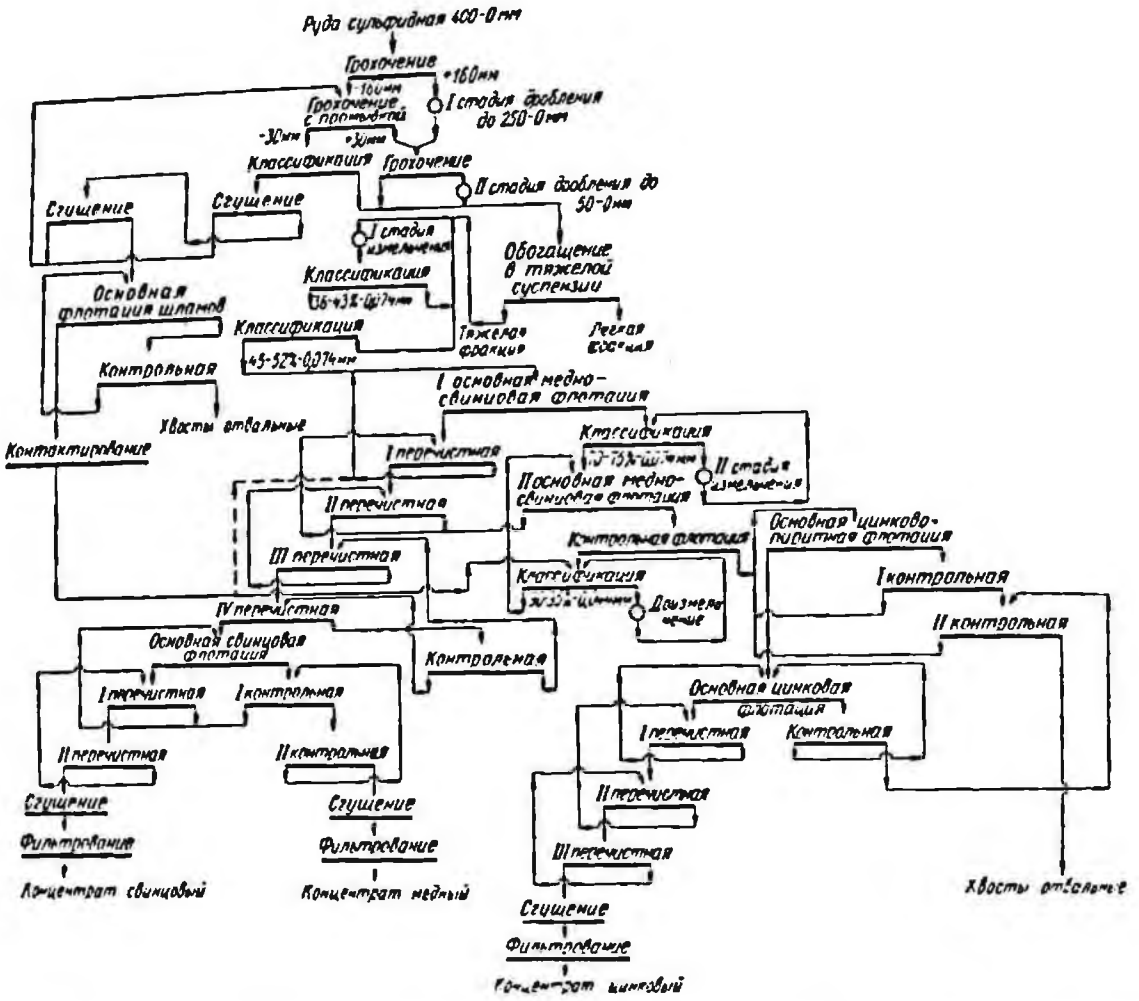


Рис. 43. Технологическая схема обогащения сульфидных руд Зыряновской фабрики

Дробленая тяжелая фракция обогащается по стадиальной коллективно-селективной схеме флотации с получением свинцово-медного и цинково-пиритного концентратов и последующим их разделением на свинцовый, медный и цинковый.

Селекция концентратов осуществляется по цианидной технологии. На сульфидной руде были проведены промышленные испытания бесцианидного тиосульфатного метода разделения коллективного медно-свинцового концентрата. За период испытаний были получены положительные результаты — извлечение меди и свинца в одноименные концентраты составило соответственно 82,2 и 87,6%.

Реагентный режим для различных типов руд приведен в табл. 61.

На фабрике осуществляется доизмельчение пенного продукта контрольной медно-свинцовой флотации.

Характеристика крупности проб концентратов приведена в табл. 62, а режим работы цикла обезвоживания концентратов — в табл. 63.

На фабрике осуществляется дополнительное извлечение золота и серебра в шлихи гравитационным методом.

Технологическая схема золотоизвлекательной секции показана на рис. 45.

Золотосодержащими продуктами являются: концентраты отсадочных машин и гидроловушек, установленных на разгрузке мельниц I стадии измельчения; продукты постели классификаторов и флотационных машин; рудосодержащие продукты после перефутеровки мельниц.

Крупность исходного материала в среднем 3 *мм*, реже встречаются зерна 10 *мм*.

Для доизвлечения свободного золота применяются отсадочные машины 476-ОТ, концентрационные столы СКМ-1А и СКМ-1, а также гидроловушки и шлюзы. Доизмельчение золотосодержащих продуктов производится в шаровой мельнице 1500 × × 3000 *мм* в замкнутом цикле со спиральным классификатором диаметром

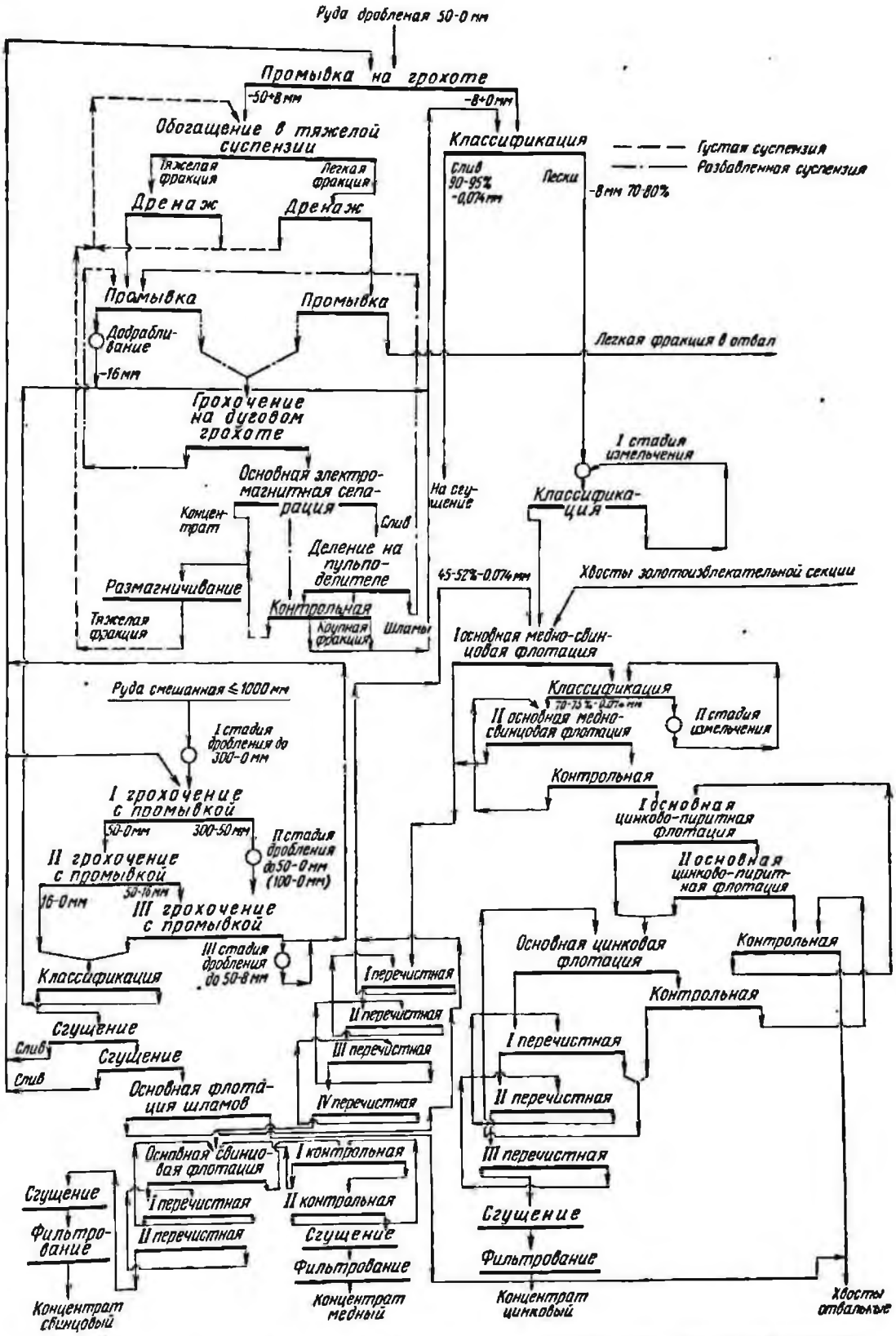


Рис. 44. Технологическая схема обогащения смешанных руд на Зыряновской фабрике

Таблица 59

Некоторые параметры технологического процесса при промывке руды и разделении в тяжелой суспензии на Зыряновской фабрике

Параметры	Показатели
Грохочение и промывка руды	
Производительность грохота на единицу площади, $т/м^2 \cdot ч$	15
Выход класса —8 *мм* от руды, %	25—30
Количество воды для промывки, $м^3/т$	0,3—0,5
Разделение в тяжелых суспензиях	
Плотность суспензии для разделения руд, $г/см^3$:	
сульфидных	2,65—2,66
смешанных	2,67—2,68
Расход воздуха, $м^3/т$	28—30
Производительность конуса по отмытой руде, $т/м^2 \cdot ч$	6,5—8
Выход фракции, %:	
легкой от сульфидной руды	18—20
легкой от смешанной руды	25—30
тяжелой от исходной руды	35—45
Отмывка утяжелителя от легкой и тяжелой фракции	
Расход воды, $м^3/т$:	
оборотной	0,2—0,3
свежей	0,1
Потери утяжелителя с легкой и тяжелой фракциями при отмывке, $г/т$ руды	40—60
Электромагнитная сепарация на барабанном сепараторе	
Производительность:	
по суспензии, $м^3/ч$	140—180
по утяжелителю, $т/ч$	10—15
Напряженность магнитного поля на поверхности барабана, *э*	1400
Намагничивающий ток в обмотке, *а*	19

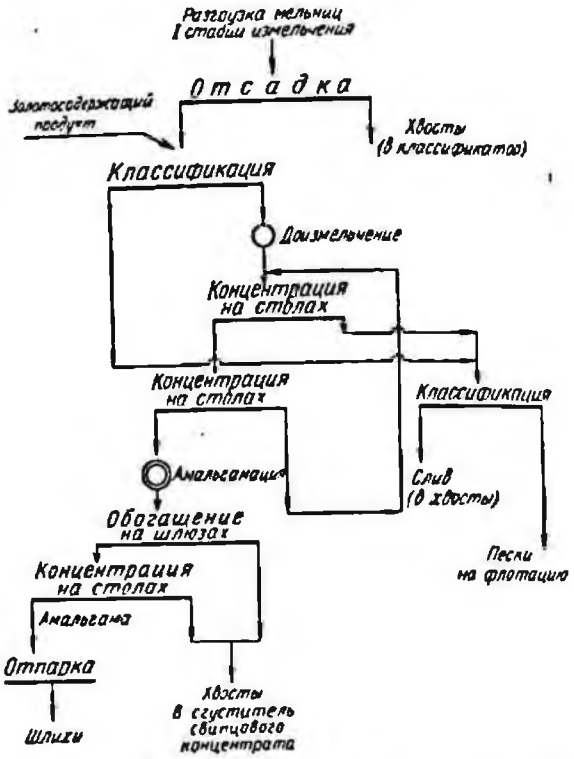


Рис. 45. Технологическая схема золотоизвлекательной секции Зыряновской фабрики

1200 *мм*. Измельчающей средой является рудная галя (50—100 *мм*).

Получаемые на гравитационных аппаратах шлихи поступают на амальгамацию. Амальгама вместе с крупной фракцией хвостов амальгамации обогащается на концентрационном столе, где проводится окончательная очистка от механических примесей. Твердая амальгама отпаривается в электрической печи при температуре 700° С. При этом получаются шлиховое золото и ртуть.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Зыряновской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, $квт \cdot ч$	19,65
Вода, $м^3$	2,6
Шары, *кг*	0,759
Футеровка, *кг*	0,14
Фильтроткань, $м^2$	0,0014
Магнетит, *кг*	0,204
Ферросилиций, *кг*	0,17

Схема цепи аппаратов Зыряновской фабрики показана на рис. 46.

Коэффициент использования измельчительного оборудования 91,8%.

Отличительными особенностями технологии обогащения и аппаратурного оформления схемы являются:

Таблица 60

Технологические показатели обогащения пробы руды (с предварительным обогащением руд в тяжелой суспензии)

Продукт	Содержание, %			Извлечение, %		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
	Сульфидная руда					
Концентрат:						
свинцовый	1,9—2,2	72,2—75,4	3,4—3,62	9,7—10,8	85,0—87,0	2,2—3,0
цинковый	0,3—0,4	1,1—1,32	55,5—57,5	3,8—4,2	2,7—3,0	87,0—89,0
медный	25,5—27,5	3,8—4,4	3,9—5,4	76,0—77,8	2,8—3,2	1,8—2,7
Легкая фракция	0,027—0,032	0,11—0,12	0,18—0,19	1,8—2,6	1,8—2,7	1,9—2,4
Хвосты флотации	0,018—0,02	0,12—0,13	0,13—0,14	4,5—5,7	4,7—5,4	3,8—5,2
	Смешанная руда					
Концентрат:						
свинцовый	2,0—2,7	70,3—72,0	3,7—4,1	11,2—12,3	77,0—79,0	2,5—2,8
цинковый	0,5—0,7	1,4—1,75	53,2—54,6	5,2—5,8	3,2—4,0	67,0—75,0
медный	24,9—26,0	3,7—4,2	5,8—8,5	64,5—68,0	2,2—2,7	2,6—3,4
Легкая фракция	0,032—0,044	0,13—0,14	0,18—0,23	5,2—6,4	4,3—5,5	4,2—5,4
Хвосты флотации	0,023—0,033	0,11—0,12	0,3—0,34	10,2—12,8	8,2—11,2	12,0—20,0

введение операций отмывки руды на грохотах для выделения рудной мелочи перед стадиями дробления с направлением просева грохотов в обезвоживающие классификаторы. Схема предусматривает также возможность осуществления мокрого дробления руды в дробилках среднего дробления, которые при этом могут выполнять роль скруббера-дезинтегратора для отмывки руды от глинистых примазок. Отмывка руды от глинистых примесей позволила устранить имевшиеся ранее трудности в эксплуатации, связанные с зависанием руды в бункерах и забивкой рудных желобов;

успешное освоение крупного промывочного дробильно-обогатительного комплекса

Таблица 62

Характеристика крупности проб концентратов Зыряновской фабрики

Класс, *мм*	Выход концентрата, %		
	медного	свинцового	цинкового
−0,7 +0,25	3,0	0,3	0,4
−0,25 +0,15	4,8	1,6	1,6
−0,15 +0,1	8,5	4,1	4,7
−0,1 +0,074	12,2	8,1	10,6
−0,074+0,044	10,5	10,0	10,0
−0,044+0	61,0	75,9	72,7

Таблица 63

Режим работы цикла обезвоживания концентратов Зыряновской фабрики

Концентрат	Содержание, %			
	твердого			влаги в кеке после фильтрования
	в питании	в разгрузке	в сливе	
	сгустителей			
Свинцовый:				
сульфидный	15—20	60—70	До 0,15 *г/л*	8,0
смешанный	15—20	60—70	До 0,10 *г/л*	13—14
Медный (общий)	7—10	55—67	До 0,15 *г/л*	11,5
Цинковый:				
сульфидный	28—30	60—70	До 0,8 *г/л*	11—12
смешанный	25—27	45—50	До 0,8—0,10 *г/л*	14—15

Таблица 61

Реагентный режим Зыряновской фабрики

Операция, точка подачи реагента	Расход реагентов на 1 т руды, г								
	сода кальцинированная	КМЦ / известь	ксантогенат бутиловый	Т-66 / циклогексанол	сернистый натрий	медный купорос	цинковый купорос	цианистый натрий	хлористый кальций
Смешанные руды Зыряновского месторождения с низким содержанием сульфидов									
Измельчение (II стадия)	500—1500	0—50 / —	—	—	—	—	—	—	—
Флотация коллективная сульфидная:									
I основная	—	—	5—30	15—25 / —	—	—	—	—	—
II основная	—	—	2—20	10—20 / —	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	0—15	0—6 / —	—	—	—	—	—
перечистная коллективного концентрата (I—III)	—	0—25 / —	—	—	—	—	—	—	—
Флотация окисленная свинцовая:									
I основная	—	0—100 / —	25—50	2—5 / —	150—1000	—	—	—	—
II основная	—	—	15—30	0—4 / —	100—400	—	—	—	—
контрольная	—	—	15—30	0—3 / —	50—100	—	—	—	—
перечистная свинцового концентрата (I—III)	—	0—45 / —	—	—	—	—	—	—	—
Разгрузка сгустителя	—	—	—	—	5—10	—	—	—	—
Расход по режиму	500—1500	0—220 / —	62—175	27—63 / —	305—1510	—	—	—	—
Смешанные руды Зыряновского месторождения с высоким содержанием сульфидов									
Измельчение:									
I стадия (слив классификатора)	0—50	—	—	—	10—30	—	100—400	0—5	—
II стадия (слив гидроциклона)	—	—	—	—	—	—	30—150	0—5	—
Флотация медно-свинцовая:									
I основная	—	—	1—4	10—40 / —	—	—	—	—	—
II основная	—	—	1—4	2—30 / —	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	0—3	0—15 / —	—	—	—	—	—
перечистная медно-свинцового концентрата (I—III)	—	—	—	—	—	—	80—270	2—4	—
Контактирование (разгрузка сгустителя)	—	—	—	—	3—15	—	—	125—210	—
Флотация свинцовая:									
основная	—	— / 40	0—2	0—5 / —	—	—	—	—	50—90
контрольная	—	—	0—2	0—3 / —	—	—	—	—	—
перечистная свинцового концентрата (I—II)	—	—	0—1,5	0—1,5 / —	0—30	—	—	20—54	0—10
Флотация свинцово-цинковая:									
основная	—	—	20—50	8—40 / —	—	45—100	—	0—0,7	—
контрольная	—	—	0—15	0—15 / —	—	0—25	—	—	—

Продолжение табл. 61

Операция, точка подачи реагента	Расход реагентов на 1 т руды, г								
	сода кальцинированная	КМЦ / известь	ксантогенат бутиловый	Т-66 / циклогексанол	сернистый натрий	медный купорос	цинковый купорос	цианистый натрий	хлористый кальций
Флотация цинковая:									
основная	—	— / 300—600	—	—	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	0—1	0—2 / —	—	0—5	—	—	—
перечистная цинкового концентрата (I—II)	—	— / 150—300	—	—	—	—	—	—	—
Обработка хвостов контрольной флотации	—	—	—	—	—	1—6	—	—	—
Контактирование (слив сгустителя шламов)	—	—	—	—	5—7,5	—	—	—	—
Флотация основная и контрольная коллективная шламовая	—	—	1,5—5	2—4 / —	—	—	—	—	—
Обработка слива сгустителя	—	—	—	—	0—25	—	—	—	—
Расход по режиму	0—50	— / 490—940	23,5—87,5	22—155,5 / —	18—107,5	46—136	210—820	147—278,7	50—100
Сульфидные руды Зыряновского месторождения									
Измельчение (I стадия)	0—50	—	—	—	10—15	—	—	—	—
Контактирование	—	—	—	—	—	—	200—460	0—2,5	—
Флотация медно-свинцовая основная	—	—	3—7	— / 10—40	—	—	—	—	—
Измельчение (II стадия)	—	—	—	—	—	—	50—100	0—2,5	—
Флотация медно-свинцовая:									
II основная	—	—	2—6	— / 10—35	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	0—2	— / 10—20	—	—	—	—	—
перечистная медно-свинцового концентрата (I—IV)	—	—	—	—	—	—	50—145	0—5	—
Контактирование	—	—	—	—	10—40	—	—	100—180	—
Флотация свинцовая:									
основная	—	— / 40	0—2	— / 0—2	—	—	—	—	50—100
контрольная (I—II)	—	—	0—2	— / 0—2	—	—	—	—	—
перечистная свинцового концентрата (I—II)	—	—	—	—	—	—	—	20—54	0—10
Флотация свинцово-цинковая:									
основная	—	—	10—25	—	—	40—75	—	—	—
контрольная	—	—	5—15	—	—	15—25	—	—	—
Флотация цинковая:									
основная	—	— / 300—400	—	—	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	0—1	—	—	1—11	—	—	—
перечистная флотация цинкового концентрата (I)	—	— / 100—200	—	—	—	—	—	—	—
Контактирование	—	—	—	—	3—7,5	—	30—40	1,5—6	—
Флотация основная и контрольная коллективная шламовая	—	—	3—5,5	— / 12,5—20	—	—	—	—	—
Расход по режиму	0—50	— / 440—640	23—65,5	— / 42,5—119	23—62,5	56—111	330—745	121,5—250	50—110

Примечания: 1. Для бесцианидного разделения коллективного свинцово-медного концентрата, полученного из сульфидной руды, рекомендованы следующие режимы: сульфитно-бихроматный метод, разработанный на предприятии,—сульфит натрия 100—200 *г/т*, хромпик 20—50 *г/т*, активированный уголь 50—300 *г/т*, сода 10 *г/т*, сернистый натрий 3—20 *г/т*, циклогексанол 3—20 *г/т* в контактные чаны перед медной флотацией и сульфит натрия 0—20 *г/т*, хромпик 0—5 *г/т* в перечистки медного концентрата; тиосульфатный метод, разработанный институтом Механобр,—тиосульфат натрия 50 *г/т*, хлорное железо 180 *г/т*, активированный уголь 75 *г/т* в контактные чаны перед медной флотацией и хлорное железо 15 *г/т* в перечистки медного концентрата.

2. В цинково-пиритную флотацию подаются керосин 30—50 *г/т* и ксиленоловый аэрофлот 6,35 *г/т*, в медный сгуститель—полиакриламид 1—5 *г/т*.

3. Активированный уголь подается в чан медно-свинцового разделения 8—14 *г/т* руды, в цикл флотации шламов 90—120 *г/т* шламов.

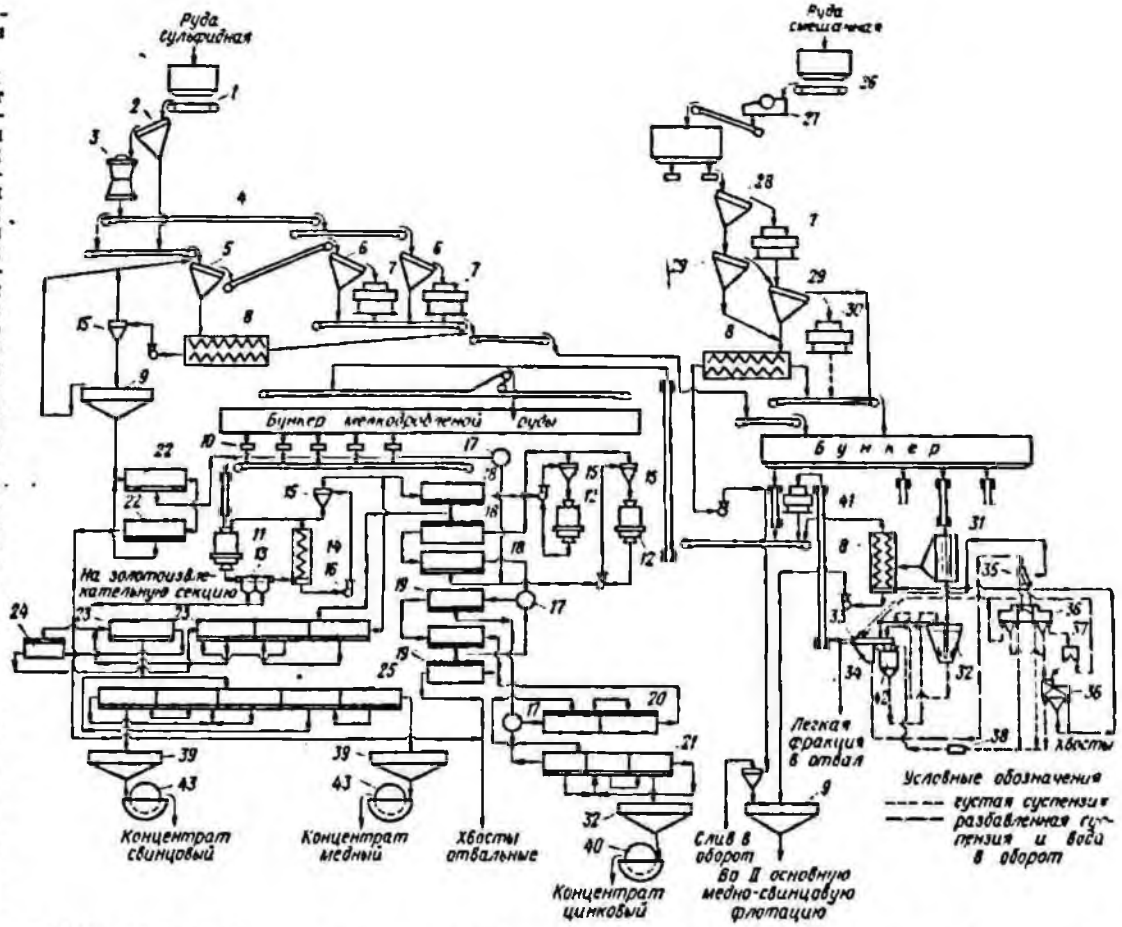


Рис. 46. Схема цепи аппаратов Зыряновской фабрики (секция обогащения руд):

1 — пластинчатый питатель 1800 × × 6000 *мм*; *2* — колосниковый грохот 700 × 1000 *мм*; *3* — конусные дробилки крупного дробления (№ 36 фирмы «Кеннеди»); *4* — ленточный конвейер; *5* — самобалансные грохоты ГТС; *6* — вибрационные грохоты; *7* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *8* — двухспиральные классификаторы с погруженной спиралью 2КСП-12; *9* — сгустители с периферическим приводом П-30; *10* — воронка с шиберным затвором; *11* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100; *12* — то же, с центральной разгрузкой МШЦ-2100 × 3000; *13* — отсадочная машина двухкамерная 900 × 900 *мм*; *14* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСП-24; *15* — гидроциклоны; *16* — песковый насос; *17* — контактные чаны; *18* — механические флотационные машины ФМР-25 для I и II основной и контрольной медно-свинцовой флотации; *19* — то же, для основной, I и II контрольной цинково-пиритной флотации; *20* — то же, для основной цинковой флотации *21* — то же, для I—III перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *22* — то же, для основной и контрольной флотации шламов; *23* — то же, для I—IV перечистной флотации медно-свинцового концентрата; *24* — то же, для контрольной IV медно-свинцовой перечистной флотации; *25* — механическая флотационная машина ФМР-10 для основной I—II контрольной свинцовой флотации, I—II перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *26* — пластинчатый питатель 2400 × 12 000 *мм*; *27* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм*; *28* — самобалансный грохот ГСТ-51; *29* — инерционные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *30* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (работает периодически); *31* — резонансный секционный грохот; *32* — конусный сепаратор диаметром 6000 *мм*; *33* — обезвоживающий самобалансный грохот; *34* — воронка разбавленной суспензии с аэролифтом *35* — дуговой грохот; *36* — однобарабанные электромагнитные сепараторы для мокрой сепарации, диаметр барабана 600 *мм*; *37* — пульпеделитель; *38* — размагничивающий аппарат диаметром 200 *мм*; *39* — сгустители с периферическим приводом П-15; *40* — барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью БОУ-40-3; *41* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-1750; *42* — воронка густой суспензии; *43* — барабанные вакуум-фильтры с фильтрующей поверхностью 33 м² фирмы «Вольф — Букау»

с обогащением руд в тяжелой суспензии для выделения в отвальный продукт значительной части породы в виде кусков дробленого продукта, что резко сократило объем руды, направляемой на измельчение, и увеличило производительность фабрики;

использование рудной гали для доизмельчения медно-свинцовых и золотосодержащих продуктов;

применение гравитационных аппаратов (гидроловушки, отсадочные машины, концентрационные столы) и амальгамации с отпаркой для промышленного извлечения золота;

унификация отдельных узлов дробильно-измельчительного и вспомогательного оборудования, широкое внедрение операций корундирования, наплавки электродами быстроизнашивающихся деталей и каменного литья для футеровки желобов, пульподелителей, гидроциклонов и других аппаратов.

Удаление хвостов с фабрики самотечное.

Хвостохранилище, ограниченное первоначальной дамбой высотой от 4 до 8 *м* и длиной 3750 *м*, расположено в 8 *км* от фабрики в пойме р. Березовки. Последняя отводится каналом.

Хвостовые воды и сливы сгустителей ранее подвергались очистке дозированием хлорной извести непосредственно в пульповоды.

С вводом в эксплуатацию нового хвостохранилища и окислительного пруда в качестве биогента используется микрофлора хозяйственно-фекальных городских вод. Выращивание специальной микрофлоры производится в старом хвостовом пруде. В результате жизнедеятельности определенного комплекса микробов сточные воды частично обезвреживаются.

Внедрена очистка сливов медного и свинцового сгустителей от цианистых соединений меди, цинка, золота ионитами и утилизация растворенных металлов.

Разрезы по основным производственным корпусам показаны на рис. 47—49.

Зыряновская фабрика широко применяет средства автоматизации для контроля и управления технологическими процессами и производством (АСУ—ТП) с применением ЭВМ *.

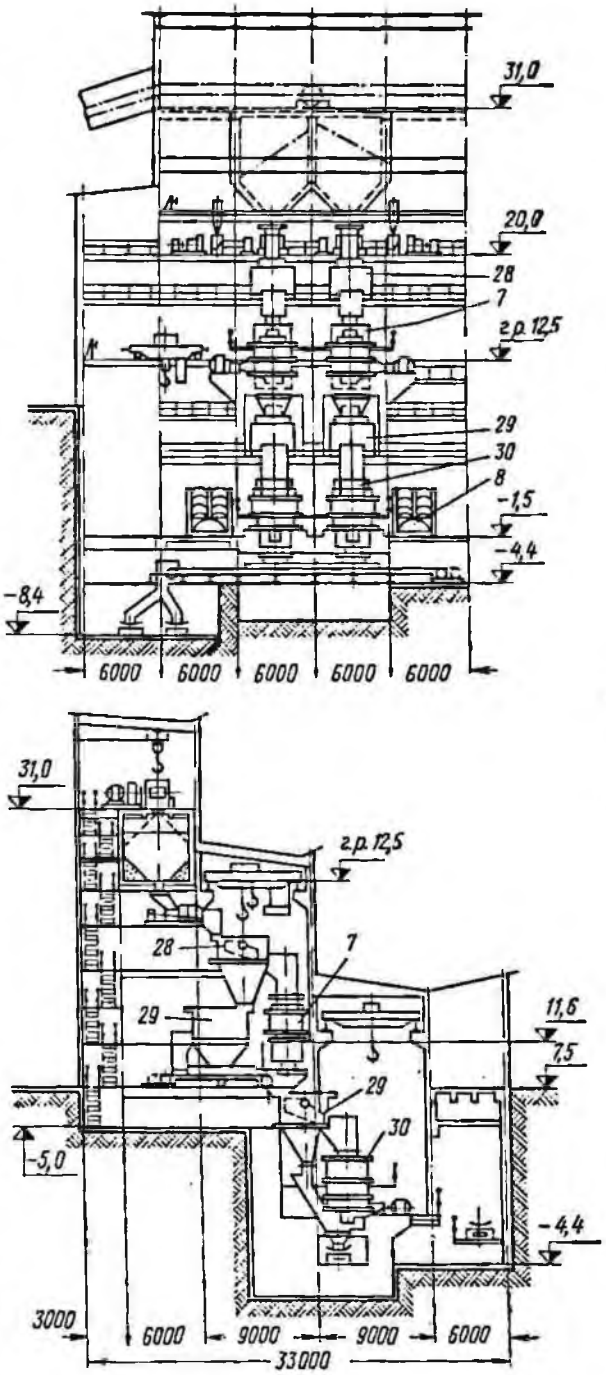


Рис. 47. Корпус среднего и мелкого дробления Зыряновской фабрики:
7, 8, 28 —30 — см. рис. 46

Фабрики № 2 и 3 Лениногорского полиметаллического комбината (Восточно-Казахстанская область)

Рудной базой фабрик являются медно-свинцово-цинковые руды месторождений Риддер-Сокольного и Тишинского.

Сульфидное оруденение Риддер-Сокольного месторождения представлено вкрапленными рудами, приуроченными к плотным микрокварцитам (основное количество запасов) и к сланцам (глинистые и карбонатно-глинистые руды). Рудные

* Вопросы контроля и автоматизации подробно освещены во II томе Справочника.

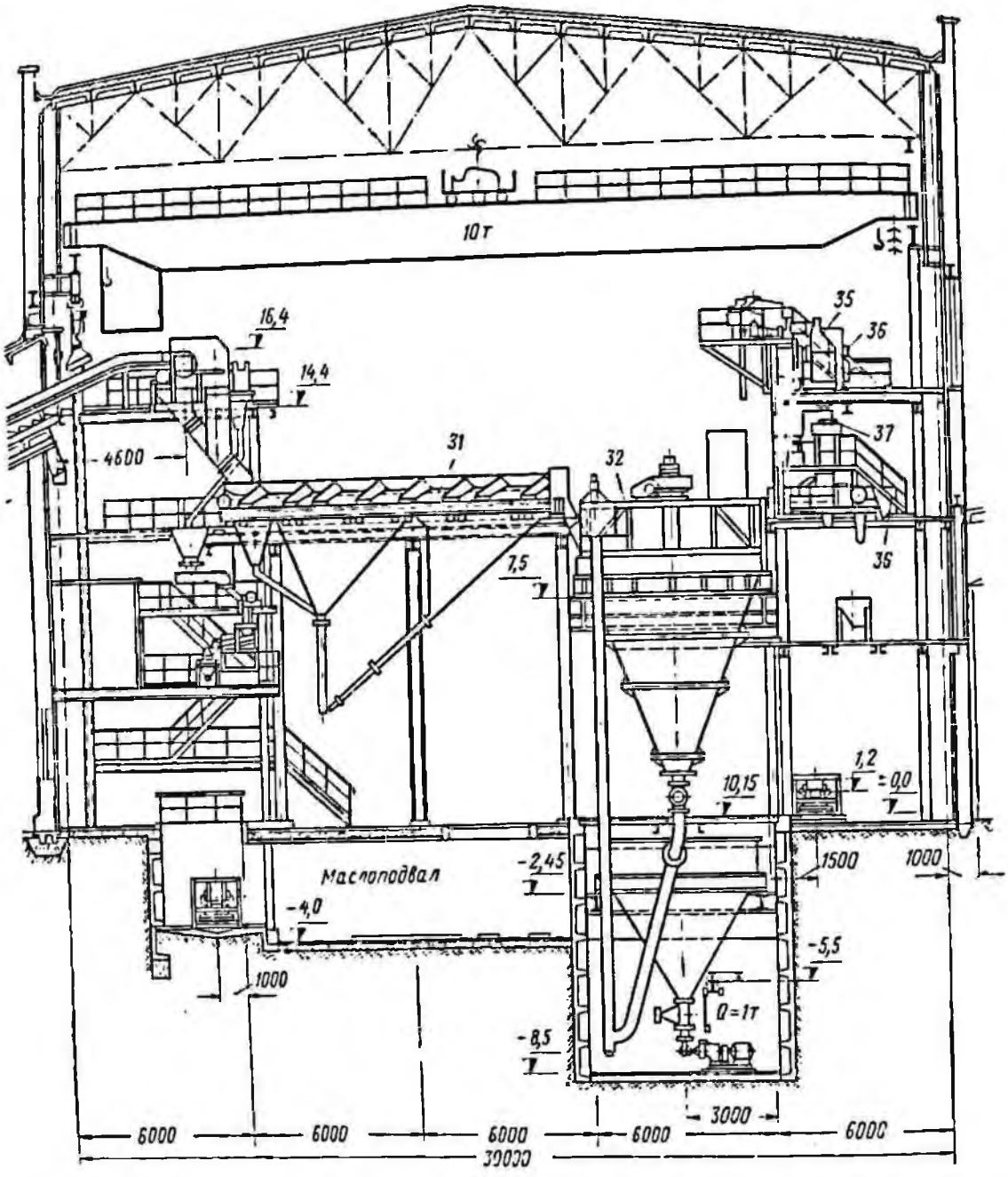


Рис. 48. Корпус обогащения в тяжелых суспензиях Зыряновской фабрики:

31, 32, 35 — 37 — см. рис. 46

минералы представлены в основном галенитом, сфалеритом, халькопиритом, пиритом, халькозином, смитсонитом, благородные металлы — золотом и серебром, нерудные минералы — кварцем, баритом, серицитом, кальцитом.

Плотность руды 2,85 *т/м*³, коэффициент крепости от 16—18 до 20 (микрокварциты), влажность 5—6%.

Сульфидное оруденение в Тишинском месторождении отличается большей сложностью, чем в Риддер-Сокольном, что проявляется и в текстурно-структурных свойствах руд и в их минеральном составе, а также в резкой изменчивости оруденения даже в пределах отдельных рудных тел. Руды и вмещающие породы Тишинского месторождения значительно в большей степени метаморфизованы и изменены. В месторождении выделены зоны окисленных и смешанных руд, глубже которых залегают «условно-сульфидные» руды. Основные рудные минералы — сфалерит, галенит, халькопирит, пирит. Большое развитие

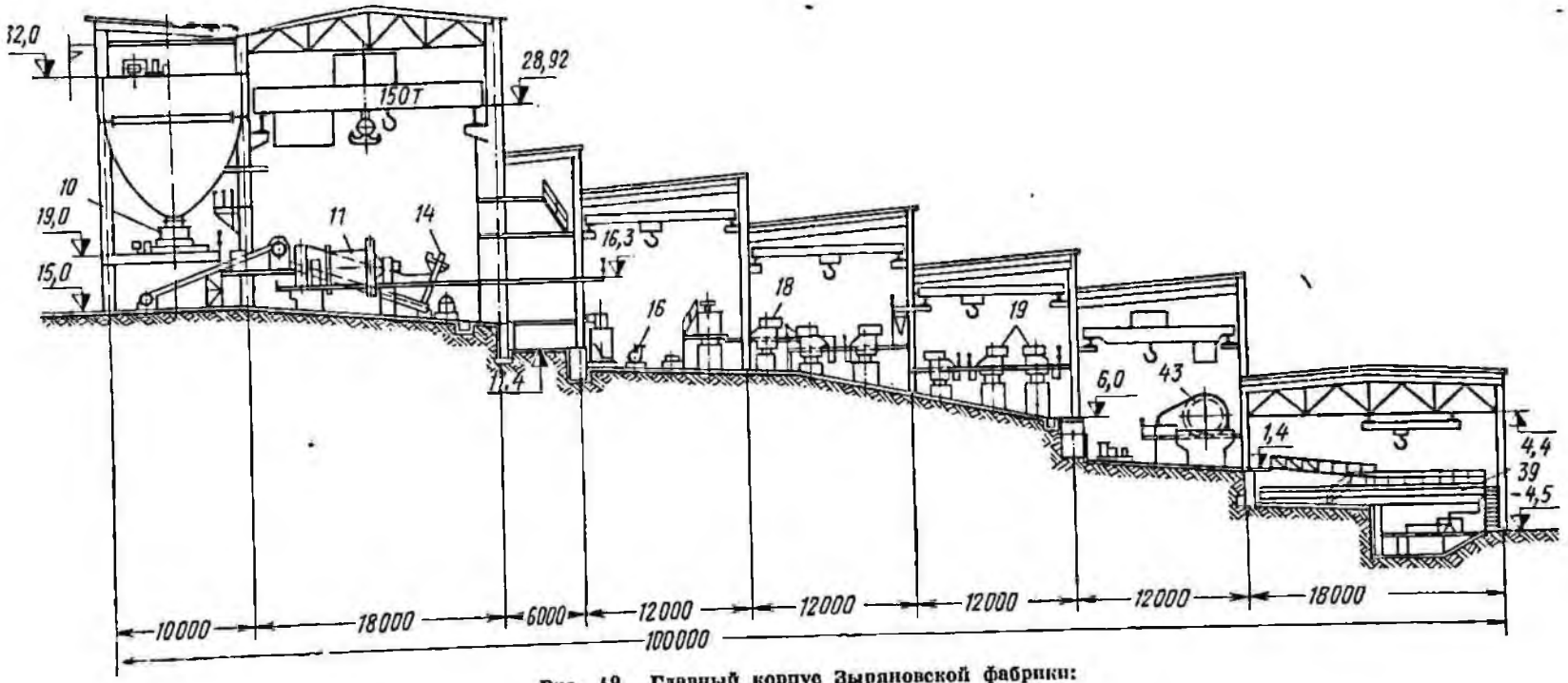


Рис. 49. Главный корпус Зыряновской фабрики:
10, 11, 14, 16, 18, 19, 39 и 43 — см. рис. 46

получили минералы меди: халькозин, «сажистый халькозин», ковеллин, борнит, а также сингонит, церуссит, гётит, малахит и др. Нерудные минералы — кварц, доломит, кальцит, серицит, хлорит, глинистые минералы.

В общих запасах Тишинского карьера могут быть выделены следующие типы руд: сплошные медно-цинковые (7%), сплошные медноколчеданные (5—7%), вкрапленные свинцово-цинковые (66—73%), сплошные свинцово-цинковые (15—20%).

Вкрапленность тишинских руд изменяется в широких пределах в зависимости от типа руд. Во вкрапленных рудах она колеблется преимущественно в пределах 10—50 *мкм*, а в сплошных рудах характерны включения галенита и халькопирита размером 5—30 *мкм* в крупных зернах сфалерита и реже пирита. Плотность руды 2,85—3,15 *т/м*³, влажность 5—6%.

Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 64.

Месторождения разрабатываются как подземным способом (Лениногорский рудник, рудник им. 40-летия ВЛКСМ, шахта «Скиповая», Тишинский рудник), так и открытым (карьер Тишинский).

Источником водоснабжения фабрик № 2 и 3 служат реки Громотуха и Быструха.

Фабрика № 2 после реконструкции введена в эксплуатацию в 1965 г. и перерабатывает сульфидные руды Тишинского месторождения.

Технологическая схема обогащения (рис. 50) включает измельчение для сульфидных руд до 82% —0,074 *мм* и 70—75% класса —0,074 *мм* для смешанных руд. Схема цепи аппаратов Лениногорской фабрики № 2 показана на рис. 51.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды приведена в табл. 65.

Таблица 64

Результаты фазового анализа проб руды

Руда	Распределение, %				
	свинца в форме		цинка в форме		меди в форме
	сульфидной	окисленной	сульфидной	окисленной	вторичных сульфидов
Риддер-сокольная сульфидная	83	17	91,9	8,1	25,3
Тишинская сульфидная	74	26	95,5	4,5	15,7

Процесс флотации проводится по селективно-коллективной схеме.

Цикл цинково-пиритной флотации осуществляется частично в главном корпусе фабрики № 2 (1/3) и частично в главном корпусе фабрики № 3 (2/3). Такое перераспределение вызвано недостаточным фронтом флотационных машин, установленных на фабрике № 2.

Реагентный режим на Лениногорских фабриках № 2 и 3 приведен в табл. 66.

Отличие в удельных расходах реагентов объясняется колебаниями вещественного состава и обогатимости руд, а также различными технологическими схемами, принятыми на фабриках № 2 и 3.

Технологические показатели обогащения проб руд приведены в табл. 67.

Фабрика № 3 введена в эксплуатацию в 1940 г. и перерабатывает в основном сульфидные руды Риддер-Сокольного месторождения.

Таблица 65

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Лениногорских фабрик № 2 и 3

Класс, *мм*	Выход, %			
	риддер-сокольная руда		тишинская руда	
	дробленая	измельченная	дробленая	измельченная
−33+25	2,0	—	7,1	—
−25+20	2,6	—	7,3	—
−20+16	1,2	—	1,3	—
−16+10	37,6	—	37,0	—
−10+7	10,5	—	10,1	—
−7+3	13,0	—	10,9	—
−3+1,6	6,3	—	5,2	—
−1,6+1,25	2,1	—	1,9	—
−1,25+1	1,9	} 3,5	1,8	—
−1+0,8	1,5		1,3	—
−0,8+0,63	1,5		1,3	—
−0,63+0,5	1,0	2,1	0,9	—
−0,5+0,4	1,4	2,9	1,2	—
−0,4+0,315	1,3	4,6	1,2	—
−0,315+0,2	2,0	10,8	1,6	1,8
−0,2+0,16	0,9	4,8	0,7	1,9
−0,16+0,1	1,7	11,8	1,4	8,3
−0,1+0,063	1,4	9,5	1,1	11,4
−0,063+0,005	} 10,1	30,9	} 6,7	52,8
−0,005+0		19,1		23,8

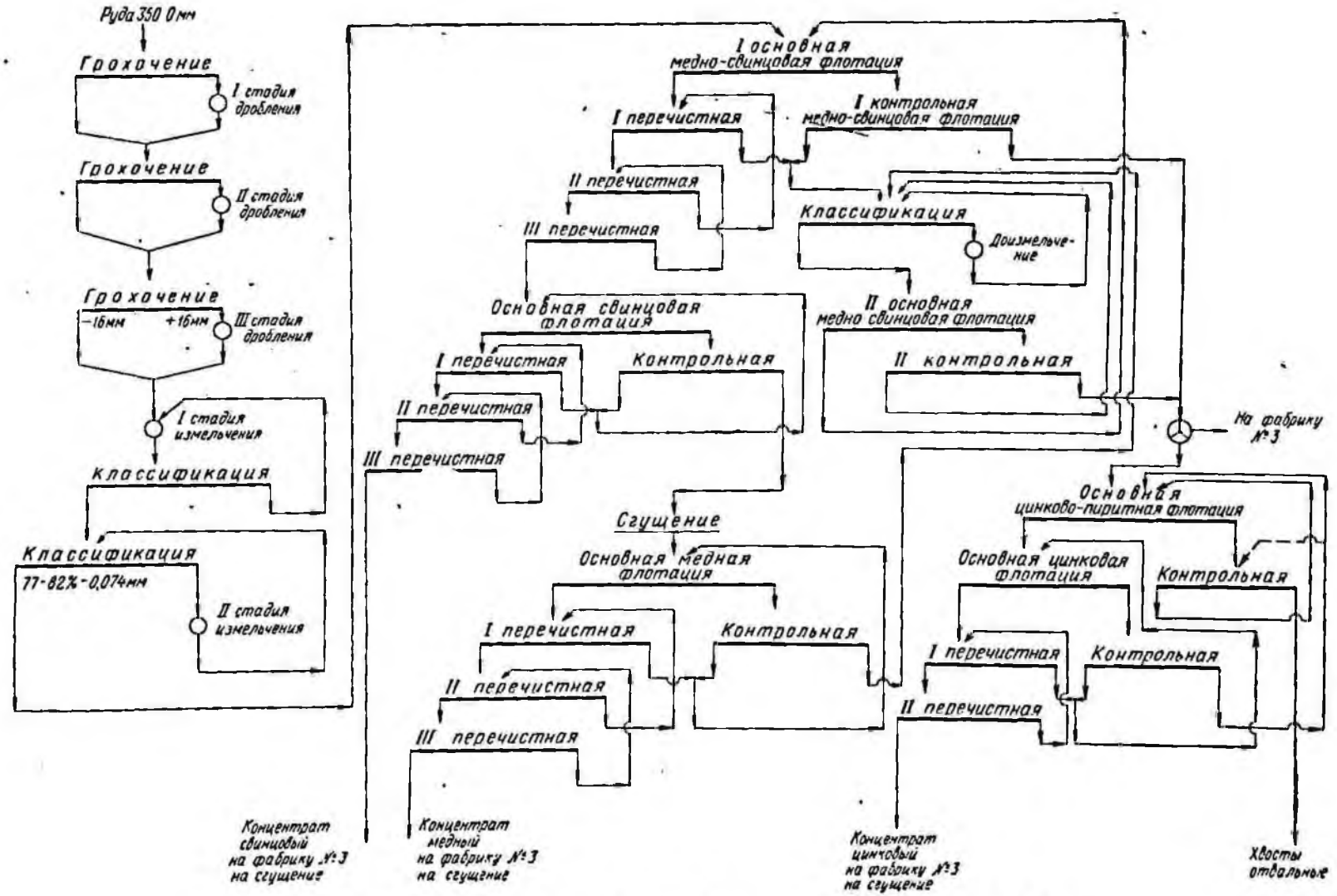


Рис. 50. Технологическая схема обогащения Ленногорской фабрики № 2

Реагентный режим Лениногорских фабрик № 2 и 3

Таблица 66

Операция, точка подачи реагента	pH, содержание свободной CaO, г/м³	Расход реагентов на 1 т руды, г										
		сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	трансформаторное масло	вспениватель	сернистый натрий	сульфат натрия / гипосульфит	медный купорос	цинковый купорос	железный купорос	цианистый натрий	активированный уголь
Тишинская сульфидная руда (фабрика № 2)												
I стадия измельчения	—	—	—	—	—	80—150	—	—	—	—	—	—
II стадия классификации	—	—	—	—	—	—	—	—	350—450	—	—	—
Флотация свинцово-медная: основная	pH = 6,8 ÷ 7,2	—	15—35	—	Т-66 40	—	—	—	350—450	—	0—20	—
контрольная	—	—	25—35	—	25—43	—	—	—	—	—	—	—
перечистная (I и II)	—	—	—	—	—	75—120	—	—	400—500	—	20—60	—
Доизмельчение медно-свинцового концентрата	—	—	—	—	—	—	—	—	200	—	—	—
Флотация свинцовая: основная	pH = 10 ÷ 11	—	0—2	—	—	—	—	—	—	—	300—400	140
контрольная	—	—	5—10	—	—	—	—	—	—	—	50—100	—
перечистная свинцового концентрата (I и II)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	130—220	—
Флотация медная: основная	pH = 8 ÷ 9	—	0,5—1,5	—	3	—	115—140	—	—	85—115	—	—
контрольная	—	—	3—7	—	—	—	—	—	—	—	—	—
перечистная медного концентрата	—	—	—	—	—	—	25—45	—	—	15—25	—	—
Флотация цинково-пиритная: основная	pH = 6,5 ÷ 7,5	—	50—70	—	Э-1 35	—	—	300—350	—	—	—	—
контрольная	—	—	20—40	—	Э-1 15	—	—	100—150	—	—	—	—
Флотация цинковая: основная	380—400 pH = 11 ÷ 12,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	5—10	—	Э-1—5	—	—	—	—	—	—	—
перечистная цинкового концентрата (I—III)	200	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	—	123,5—210,5	—	Т-66 68—86 Э-1 55	155—270	140—185	400—500	1300—1600	100—140	500—800	140
Риддер-сокольная сульфидная руда (фабрика № 3)												
Цикл коллективной флотации	—	250—300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Измельчение	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Флотация: I основная	pH = 8,5 ÷ 9,5	—	40—50	—	—	—	—	—	—	—	—	—
II основная	—	—	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—
I контрольная	—	—	30—40	50	Э-1 25	—	—	—	—	—	—	—
Десорбция	—	—	—	—	—	200—250	—	—	—	—	—	—
Доизмельчение коллективного концентрата	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	35—45
Цикл свинцово-медной флотации	pH = 8,4 ÷ 8,8	—	2,5—3,5	—	Т-66 7—10	—	—	—	80—160	—	17—25	—

Продолжение табл. 66

Операция, точка подачи реагента	pH содержание свободной CaO, г/м³	Расход реагентов на 1 т руды, г										
		сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	трансформаторное масло	вспениватель	сернистый натрий	сульфит натрия / гипосульфит	медный купорос	цинковый купорос	железный купорос	цианистый натрий	активированный уголь
Флотация:												
основная цинковая . . .	pH = = 10 ÷ 11,5	—	4—6	—	—	—	—	35—50	—	—	—	—
контрольная	—	—	2—4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
пиритная	pH = = 9 ÷ 10,5	200	10	—	Т-66 3—4	—	—	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	—	—	—	—	—	10	—	—	—	—
Разделение медно-свинцового концентрата												
Десорбция	—	—	—	—	—	30—40	—	—	—	—	—	70—80
Флотация:												
медная (температура 28—30 °С)	Серная кислота pH = 5,6	—	0,2	—	—	—	26	—	—	42—46	—	—
контрольная	—	—	0,6	—	Т-66 0,2	—	—	—	—	—	—	—
перечистная (III)	—	—	—	—	—	—	6	—	—	—	—	—
Расход по режиму	—	450—500	119,3—144,3	50	Э-1 25; Т-66 10—14	230—290	Тиосульфат натрия 32	45—60	80—160	42—46	17—25	105—125

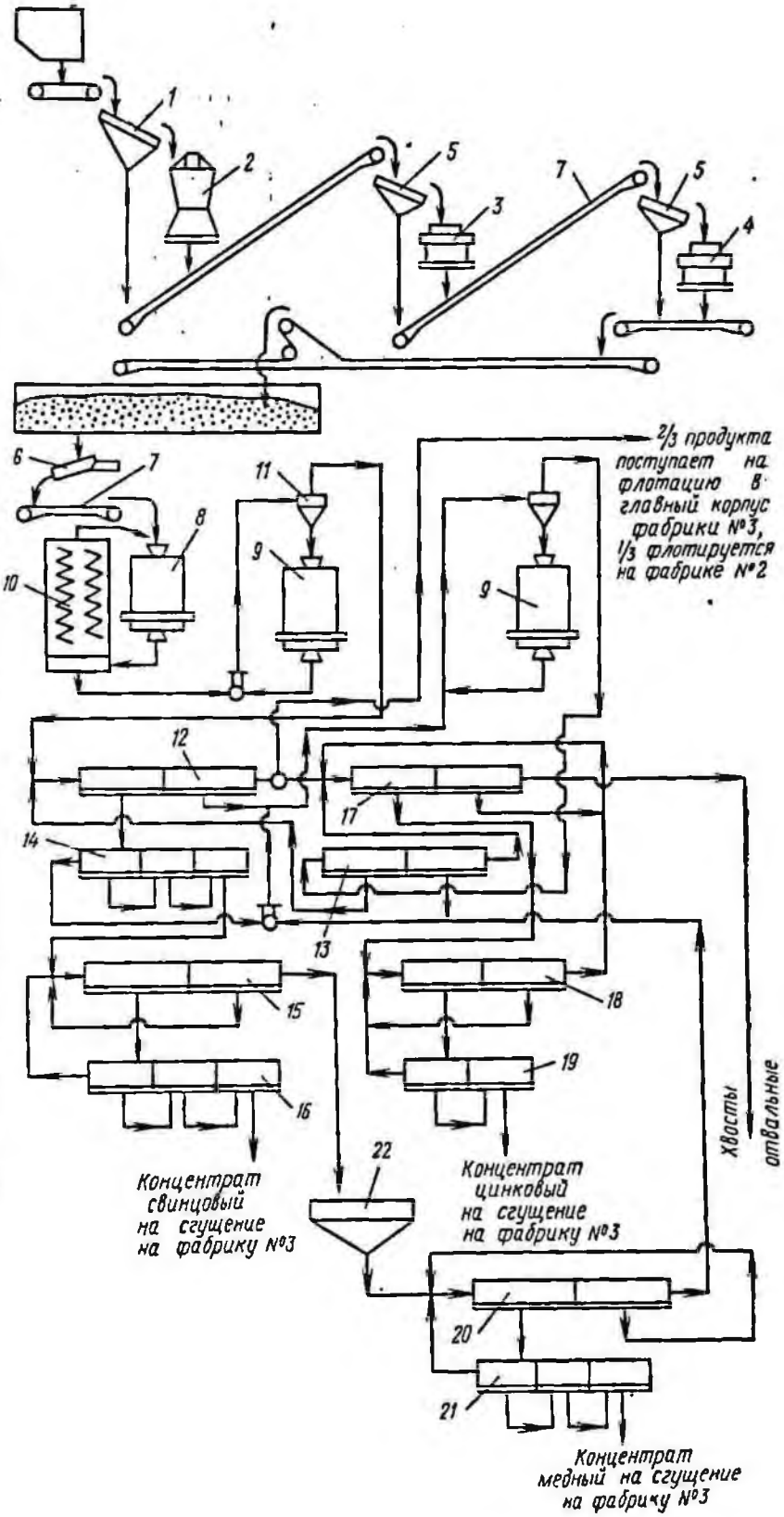


Рис. 51. Схема цепи аппаратов Лениногорской фабрики № 2:

1 — колосниковый грохот; *2* — конусная дробилка крупного дробления типа «Мак-Кули 500»; *3* — то же, среднего дробления КСД-1750; *4* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *5* — инерционные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *6* — электровибрационный питатель 500 × 1600 *мм*; *7* — ленточный конвейер; *8* — шаровая мельница 2700 × 3600 *мм*; *9* — то же, 2100 × 3000 *мм*; *10* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20; *11* — гидроциклон; *12* — механическая флотационная машина ФМР-25 для I основной и I контрольной медно-свинцовой флотации; *13* — то же, для II основной и II контрольной медно-свинцовой флотации; *14* — то же, для I—III перечистной флотации медно-свинцового концентрата; *15* — то же, для основной и контрольной свинцовой флотации; *16* — то же, для I—III перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *17* — то же, для основной и контрольной цинково-пиритной флотации; *18* — то же, для основной и контрольной цинковой флотации; *19* — то же, для I и II перечистной флотации цинкового концентрата; *20* — механическая флотационная машина ФМР-10 для основной и контрольной медной флотации; *21* — то же, для I—III перечистной флотации чернового медного концентрата; *22* — сгуститель с центральным приводом Ц-12

Таблица 67

Технологические показатели обогащения проб руд

Руда (фабрика)	Содержание в одноименных концентратах, %			Извлечение в одноименные концентраты, %		
	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Тишинская сульфидная (фабрика № 2)	27—28	60—61	55—56	69—70	71—80	88—92
Риддерсокольная сульфидная (фабрика № 3)	26—28	46—47	55—56	63—64	77—83	76—81

Доставка руд из шахт производится скиповыми подъемниками, из карьеров — автосамосвалами. Крупность максимального куска руды подземной добычи 400 *мм*.

Дробление сульфидных руд, поступающих на фабрику № 3, производится в дробильном отделении фабрики № 3, дальнейшее обогащение их — на секциях этой же фабрики. Смешанные руды дробятся на фабрике № 2, а обогащаются на отдельной секции фабрики № 3. В качестве оборотной воды на фабрике № 3 в коллективном цикле флотации используется слив, получаемый в операции отмывки коллективного концентрата.

Технологическая схема обогащения сульфидных руд приведена на рис. 52.

В руде присутствует значительное количество влажной глинистой мелочи. Для обеспечения проходимости по желобам руду дополнительно смачивают водой (руда приобретает подвижность по аналогии с бетонной массой). Предполагается осуществление промывки руды с использованием опыта Зыряновской фабрики.

Извлечение золота осуществляется на отсадочных машинах, работающих на сливе рудных мельниц. Концентрат отсадочных машин направляется на золотоизвлекательную секцию, оборудованную классифицирующим и измельчительным оборудованием, отсадочными машинами и концентрационными столами.

На Лениногорской фабрике № 3 (в 1951 г.) впервые в мире была внедрена технология коллективной флотации сульфидных медно-свинцово-цинково-пиритных руд с десорбцией ксантогената серистым натрием с последующей отмывкой реагентов и селекцией коллективного концентрата. При этом был существенно загрублен помол руды и увеличена производительность фабрики на 23%. На фабрике внедрена схема селекции медно-свинцового концентрата с использованием тиосульфата натрия и железного купороса.

Применение бесцианидной технологии при разделении медно-свинцового концентрата снижает до минимума потери золота и серебра в растворах, а также уменьшает концентрацию цианидов в сточных водах.

Применение отработанного трансформаторного масла обеспечивает увеличение извлечения золота из руды на 3%. Полученный коллективный концентрат после операций десорбции и отмывки измельчается до 88—92% класса — 0,074 *мм* и подвергается селекции.

Доизмельчение коллективного концентрата производится в рудно-галечных мельницах. Первоначально в мельницу загружается 8 *т* гали крупностью —120 + 30 *мм*. Догрузка гали осуществляется через каждые 2 *ч* в количестве 0,4 *т*.

Переработка на фабрике № 3 нескольких сортов руд (часто в произвольной смеси) приводит к ухудшению технологических показателей по всем типам руд, в связи с чем в 1971 г. были выполнены исследования по раздельной переработке руд.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Лениногорских фабриках № 2 и 3 на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	36,64
Вода, *м*³	3,91
Шары, *кг*	1,86
Футеровка, *кг*	0,25
Фильтроткань, *м*²	0,0006

Коэффициент использования измельчительного оборудования по фабрике № 2 составляет 92,3% и по фабрике № 3 — 94,1%.

Схема цепи аппаратов Лениногорской фабрики № 3 показана на рис. 53.

Важнейшим мероприятием по охране водоемов от загрязнений, осуществленным на фабриках, является замена токсичных реагентов нетоксичными. Крезол

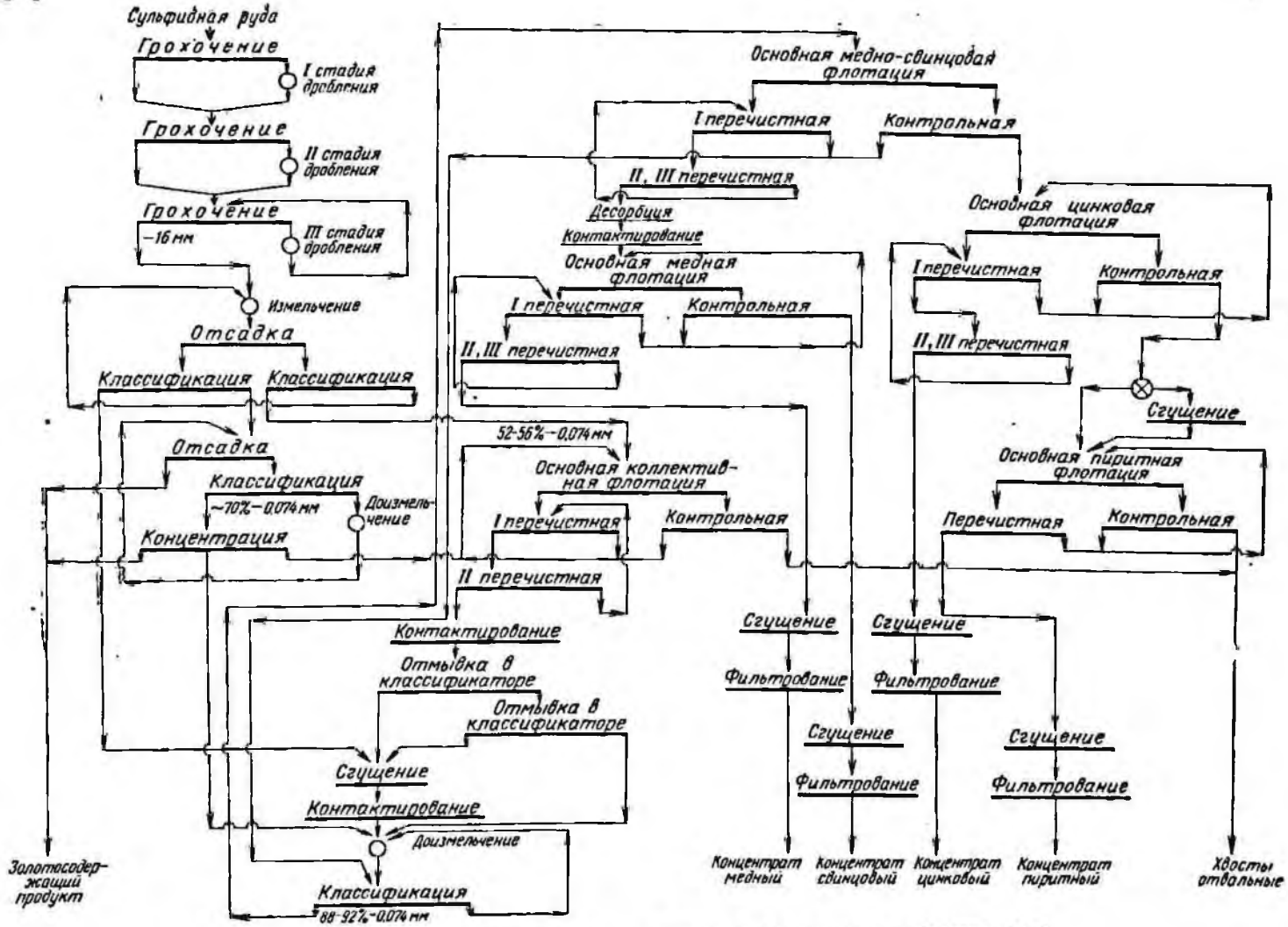


Рис 52. Технологическая схема обогащения Лениногорской фабрики № 3

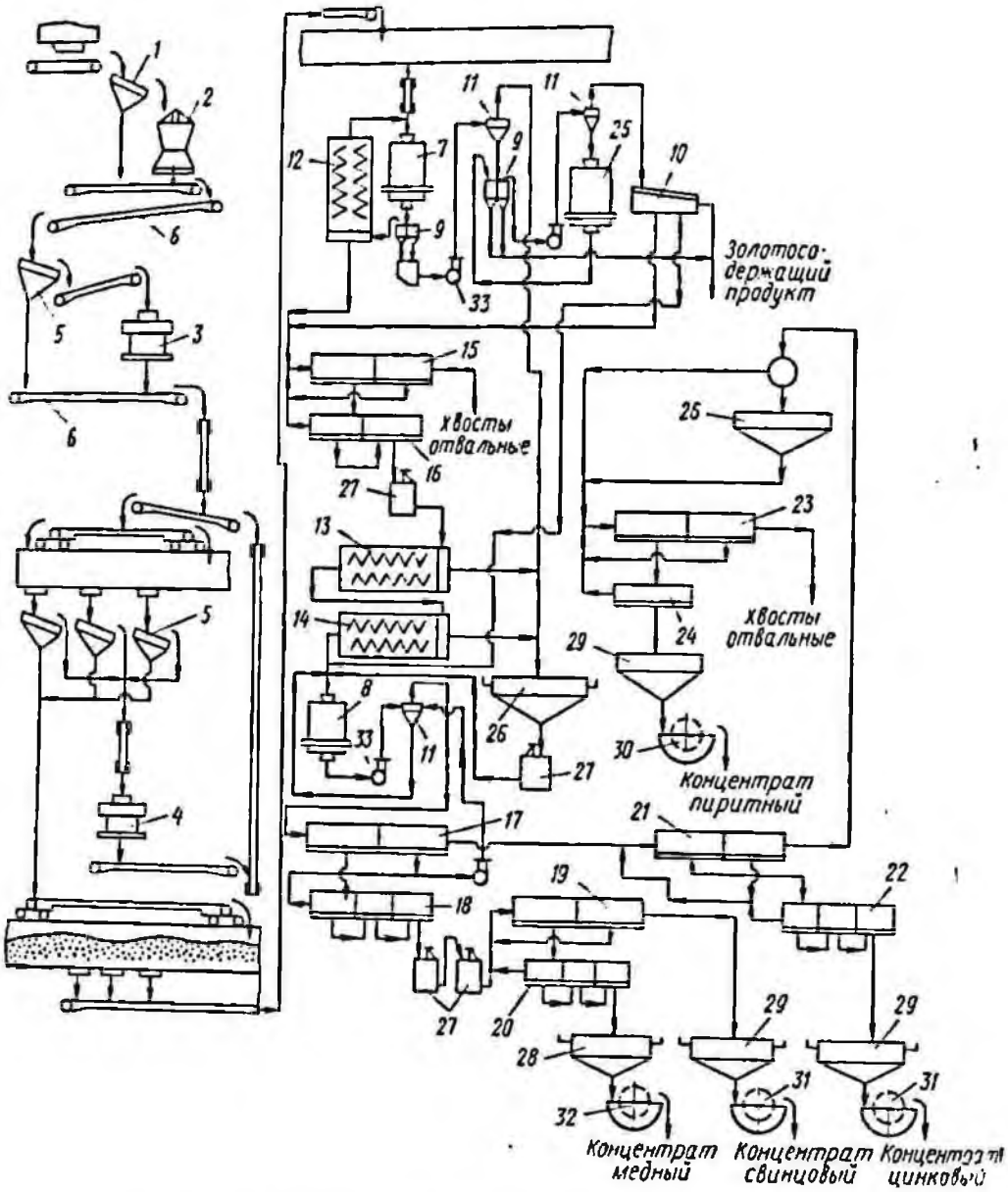


Рис. 53. Схема цепи аппаратов Лениногорской фабрики № 3:

1 — колосниковый грохот; *2* — конусная дробилка крупного дробления № 36 фирмы «Кеннеди»; *3* — то же, среднего дробления 2100 *мм*; *4* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *5* — инерционные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *6* — ленточные конвейеры; *7* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 3600; *8* — то же, МШР-2100 × 3000; *9* — двухкамерные отсадочные машины 600 × × 600 *мм*; *10* — концентрационный стол; *11* — гидроциклоны; *12* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *13* — то же, 2КСН-15; *14* — то же, 2КСН-12; *15* — механическая флотационная машина ФМР-25 для основной и контрольной коллективной флотации; *16* — механическая флотационная машина ФМР-63 для I и II перечистной флотации коллективного концентрата; *17* — то же, для основной и контрольной медно-свинцовой флотации; *18* — то же, для I—III перечистной флотации медно-свинцового концентрата; *19* — то же, для основной и контрольной медной флотации чернового медного концентрата; *20* — то же, для I—III перечистной флотации чернового медного концентрата; *21* — то же, для основной и контрольной цинковой флотации; *22* — механическая флотационная машина ФМР-25 для I—III перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *23* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной и контрольной пиритной флотации; *24* — то же, для перечистной флотации чернового пиритного концентрата; *25* — шаровая мельница с решеткой МШР-2200 × 1500; *26* — сгустители с центральным приводом Ц-9; *27* — контактные чаны; *28* — сгуститель с периферическим приводом П-18; *29* — то же, П-24; *30* — дисковый вакуум-фильтр диаметром 2500 *мм*; *31* — барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью БОУ-40-3; *32* — то же, БОУ-2,6; *33* — песковый насос

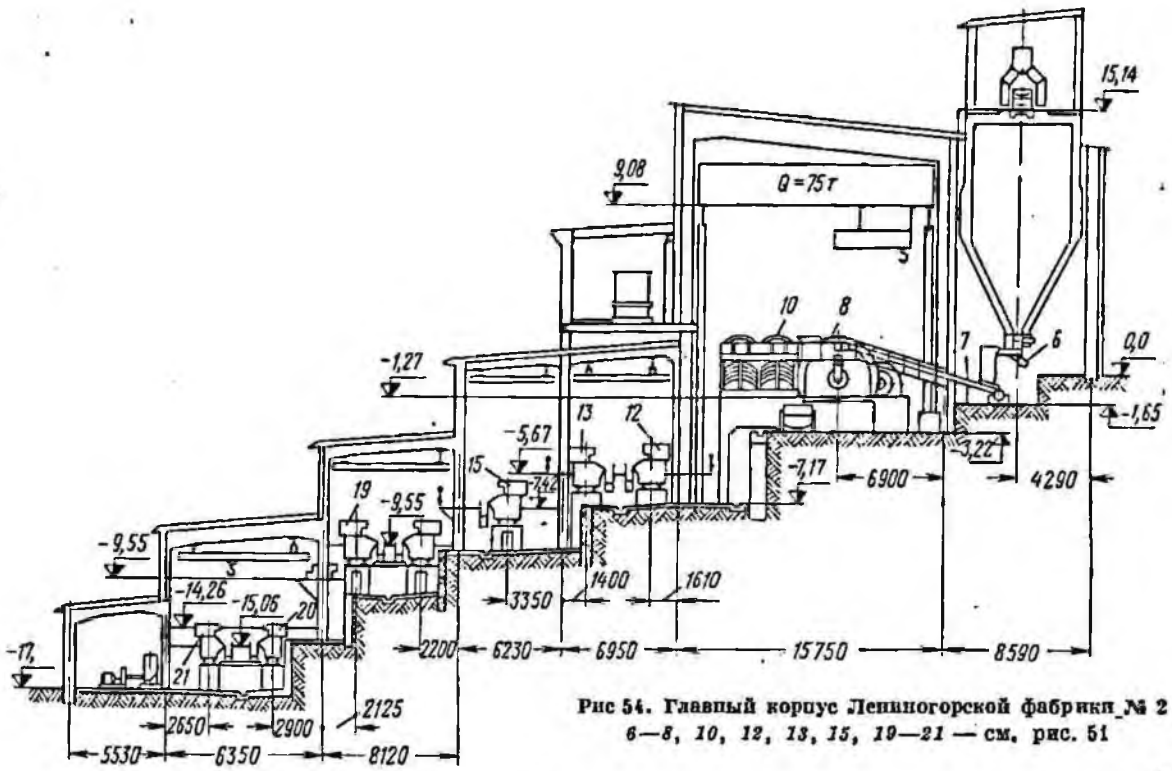


Рис 54. Главный корпус Лениногорской фабрики № 2
6—8, 10, 12, 13, 15, 19—21 — см. рис. 51

и фенол заменены вспенивателями: Э-1, ИМ-68, Т-66. Внедрен оборот стоков шламовых сгустителей. Хвосты фабрики № 2 обрабатываются на хлораторной установке. Содержание меди и цианидов до хлорирования составляло соответственно 266,2 и 392,1 *мг/л* и после него — 15,4 и 1,23 *мг/л*. Фабричные стоки после хлорирования и известкования смешиваются с шахтной водой и сбрасываются в хвостохранилище для доочистки. Чашинское хвостохранилище расположено примерно в 4 км от комбината. Хвостовая пульпа перекачивается тремя пульпонасосными станциями. Из хвостохранилища вода сбрасывается в р. Филипповку.

Дальнейшее улучшение состава сточных вод Лениногорского комбината намечается после ввода нового Таловского хвостохранилища с комплексом очистки и внедрения полного оборотного водоснабжения обогатительных фабрик и цинкового завода.

Разрез главного корпуса Лениногорской фабрики № 2 показан на рис. 54.

В перспективе предполагается более широкое использование рудно-галечного измельчения и применение для тишинских руд обогащения в тяжелой суспензии, совершенствование технологической схемы и реагентного режима, замена существующих флотационных машин машинами более совершенных конструкций.

Центральная фабрика (Приморский край)

Рудной базой фабрики являются несколько полиметаллических и свинцово-цинковых месторождений: Верхнее и Первое Советское (1-й Советский рудник), Партизанское (2-й Советский рудник), Ново-Монастырское (3-й Советский рудник) и Ахобинское (Ахобинский рудник).

Руды перечисленных месторождений отличаются по вещественному составу, вкрапленности полезных компонентов и подразделяются на сульфидные и смешанные. К сульфидным относятся руды Верхнего и Партизанского месторождений, к смешанным — руды Ахобинского и Ново-Монастырского месторождений.

Сульфидные руды крупно- и средневкрапленные более легко обогатимые, чем смешанные. Основные рудные минералы: сфалерит (марматит, клейофан), галенит, халькопирит, пирротин, марказит. Нерудные минералы: геденбергит, кальцит, кварц, аксинит, гранат. Встречаются арсенопирит, пирит, флюорит, лимонит, церуссит, каламин, плюмбоярозит и др.

Смешанные руды тонковкрапленные, цинк в них представлен в основном марматитом (12—15%).

Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 68.

Таблица 68

Результаты фазового анализа проб руд

Руда	Распределение, %							
	свинца в форме				цинка в форме			
	галенита	церуссита	плюмбоярозита	англезита	сфалерита	смитсонита	сульфата цинка	силиката цинка
Сульфидная . .	91	2,3	6,3	0,4	93,3	4,2	0,1	2,4
Смешанная . .	71	18,0	10,0	1,0	72,0	15,0	0,2	12,8

Плотность руды 3—3,2 *т/м*³, коэффициент крепости 12—15, влажность 3—7%.

Добыча руды производится открытым и подземным способами. Максимальный размер куска руды из подземных выработок 500 *мм*. Флотационное обогащение руд на фабрике начато с 1926 г. на рудах Тетюхинского месторождения (ныне выработанное). Фабрика полностью реконструирована в 1951 г.

Доставка руды на фабрику производится по узкоколейной железной дороге думпкарами грузоподъемностью 20 *т*. В составе каждого поезда 4—6 вагонов. Электроснабжение фабрики осуществляется от ЛЭП Сучан—Тетюхе с подстанциями 35/6 *кв*, снабжение водой — из водохранилища «Неждапка».

Технологическая схема обогащения сульфидных руд (рис. 55) включает трехстадиальное дробление и двухстадиальное измельчение в шаровых мельницах.

Сульфидные и смешанные руды перерабатываются по схеме прямой селективной флотации.

Характеристика крупности пробы дробленой и измельченной руды Центральной фабрики приведена в табл. 69, реагентный режим — в табл. 70.

На фабрике применяется смесь бутилового и этилового ксантогенатов (2 : 1), проведена большая работа по подбору нетоксичных вспенивателей и применению сочетания сернистого натрия и сульфата аммония.

Таблица 69

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной сульфидной руды Центральной фабрики

Класс, *мм*	Выход, %						
	Дробленая руда	Слив мельницы I стадии	Пески классификатора I стадии	Слив классификатора I стадии	Слив мельницы II стадии	Пески гидроциклонов	Слив гидроциклонов
+25	36,5	—	—	—	—	—	—
−25 +20	10,9	—	—	—	—	—	—
−20 +10	21,4	—	—	—	—	—	—
−10 +5	7,9	—	—	—	—	—	—
−5 +1,6	4,4	19,1	43,6	—	—	—	—
−1,6 +0,7	4,1	17,0	27,5	—	—	—	—
−0,7 +0,32	2,5	14,3	11,0	30,8	8,1	53,1	5,8
−0,32 +0,2	1,2	5,6	3,4	9,2	45,3	17,5	6,6
−0,2 +0,1	1,5	6,2	2,6	9,3	9,3	13,8	8,0
−0,1 +0,074	1,2	6,2	2,2	7,8	12,3	3,8	12,6
−0,074 +0,05	2,1	6,9	2,6	10,5	8,5	4,1	18,3
−0,05 +0,02	2,2	8,6	2,2	10,5	6,4	2,7	15,1
−0,02 +0,01	1,8	6,8	1,9	7,5	4,7	2,3	7,6
−0,01 +0	2,3	9,3	3,0	14,4	5,4	2,7	26,0

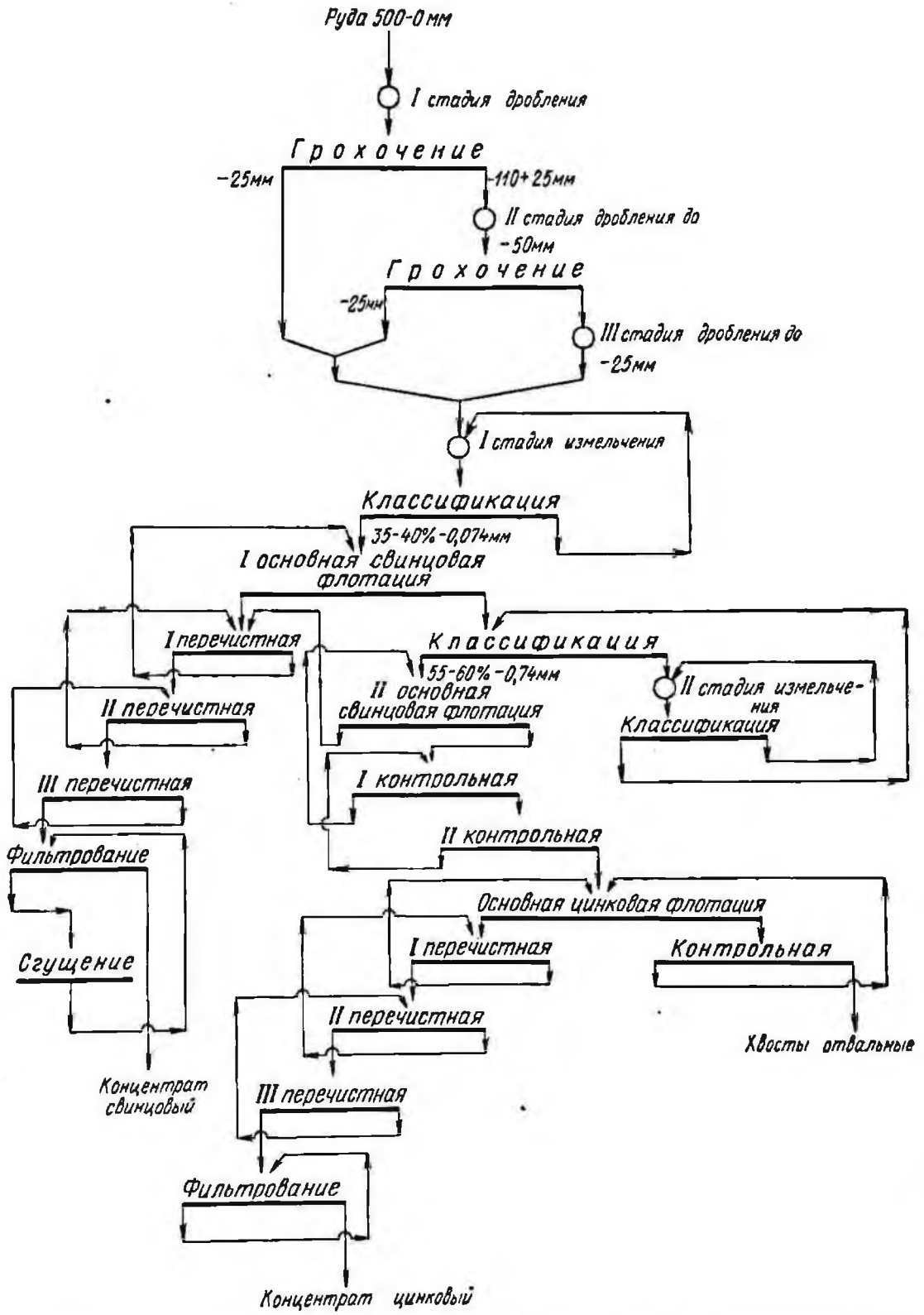


Рис. 55. Технологическая схема обогащения сульфидных руд на Центральной фабрике

Таблица 70

Реагентный режим Центральной фабрики

Операция	Расход реагентов, г/т								
	известь	смесь ксантогенатов этилового и бутилового	вспениватель	сернистый натрий и сульфат аммония	сернокислый алюминий	цинковый купорос	цианистый натрий	медный купорос	активированный уголь
Сульфидные руды									
Измельчение:									
I стадия	—	—	—	—	—	70	—	—	—
II стадия	—	—	—	—	—	60	7	—	—
Флотация свинцовая:									
I основная	100	20	40	20	19	—	7	—	—
II основная	—	10	10	—	—	—	—	—	—
перечистная свинцового концентрата (I—III)	—	—	—	—	—	35	21	—	30
Флотация цинковая:									
основная	1000	50	40	—	—	—	7	330	—
контрольная	—	20	—	—	—	—	—	50	—
перечистная цинкового концентрата (I—III)	600	—	—	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	1700	100	90	20	19	165	42	380	30
Смешанные руды									
Измельчение:									
I стадия	—	—	—	250	—	100	24	—	—
II стадия	—	—	—	—	—	—	24	—	—
Флотация свинцовая:									
I основная	350	25	100	—	—	—	48	—	—
II основная	—	10	20	—	—	—	—	—	—
перечистная свинцового концентрата (I—II)	—	—	—	—	—	60	27	—	30
Флотация цинковая:									
основная	1000	100	25	—	—	—	7	400	—
контрольная	—	20	—	—	—	—	—	100	—
перечистная цинкового концентрата (I—III)	1000	—	—	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	2350	155	145	250	—	160	130	500	30

Для повышения качества свинцового концентрата и снижения содержания в нем железа применяется предварительное перемешивание его с известью при pH = = 9÷9,5 с последующим подкислением пульпы сернокислым алюминием до pH = = 8,3÷8,8. В холодное время года (октябрь—май) для стабилизации технологического процесса производится подогрев пульпы до 18—20° С (в измельчение подается горячая вода).

Технологические показатели обогащения приведены в табл. 71.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Центральной фабрике на 1 т руды

Электроэнергия, квт·ч	29,32
Вода, м³	3,41
Шары, кг	1,26
Футеровка, кг	0,21
Фильтроткань, м²	0,002

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 87,2%.

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 56.

Коллектив фабрики усовершенствовал технологический процесс и впервые в практику обогащения ввел понятие скоростная флотация.

На фабрике создана скоростная флотационная машина «Сихали», обеспечивающая высокие показатели флотации, интенсивную степень аэрации, необходимые размеры пузырьков и равномерное их распределение в пульпе.

Производительность машин «Сихали» по потоку составляет 3,7— 4 *м*³/*мин* при объеме камер 1,1—2,8 *м*³.

Удаление хвостов осуществляется двумя насосными станциями в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 5 *км* от

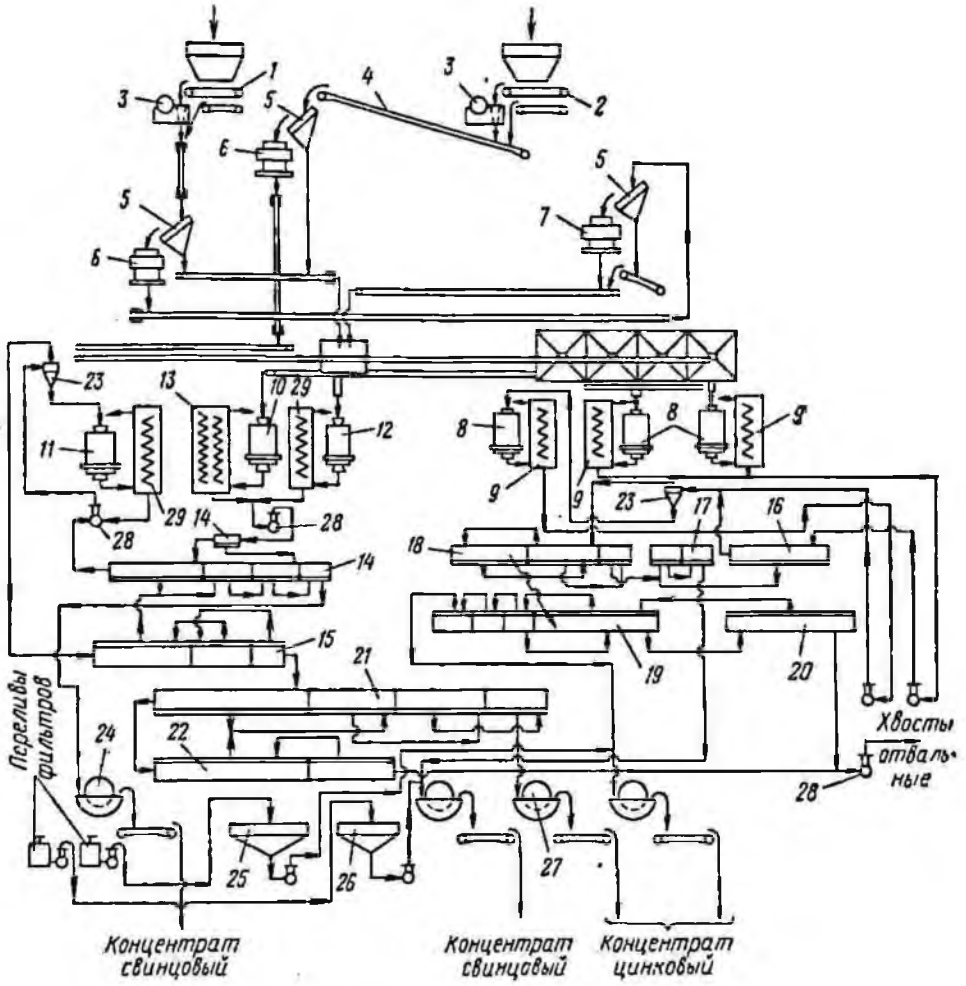


Рис. 56. Схема цепи аппаратов Центральной фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1200 × 11 500 *мм*; *2* — то же, 1500 × 12 000 *мм*; *3* — щековые дробилки 600 × 900 *мм*; *4* — ленточный конвейер; *5* — вибрационные грохоты 900 × 2000 *мм*; *6* — конусные дробилки среднего дробления 1200 *мм*; *7* — то же, мелкого дробления 1650 *мм*; *8* — шаровые мельницы 2100 × 3000 *мм*; *9* — односпиральные классификаторы с погруженной спиралью 1КСН-15; *10* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100; *11* — шаровая мельница 2700 × 3600 *мм*; *12* — то же, МШР-2700 × 2100; *13* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *14* — флотационная машина типа «Сихали» с камерой емкостью 1,1 м³ для I основной свинцовой флотации, I—III перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *15* — то же, для II основной и I—II контрольной свинцовой флотации; *16* — то же, для I основной свинцовой флотации; *17* — то же, для II—III перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *18* — то же, для основной и контрольной свинцовой и I перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *19* — то же, для основной цинковой флотации, I—III перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *20* — флотационная машина типа «Сихали» с камерой емкостью 2,8 м³ для контрольной цинковой флотации; *21* — то же, для основной цинковой и I—III перечистной флотации чернового цинкового концентрата; *22* — флотационная машина типа «Сихали» с камерой емкостью 2,8 м³ для основной и контрольной цинковой флотации; *23* — гидроциклон; *24* — дисковый вакуум-фильтр Ду-18-1,8; *25* — сгуститель с центральным приводом Ц-6; *26* — то же, Ц-9; *27* — дисковый вакуум-фильтр Ду-51-2,5; *28* — насосы; *29* — односпиральные классификаторы с непогруженной спиралью 1КСН-20

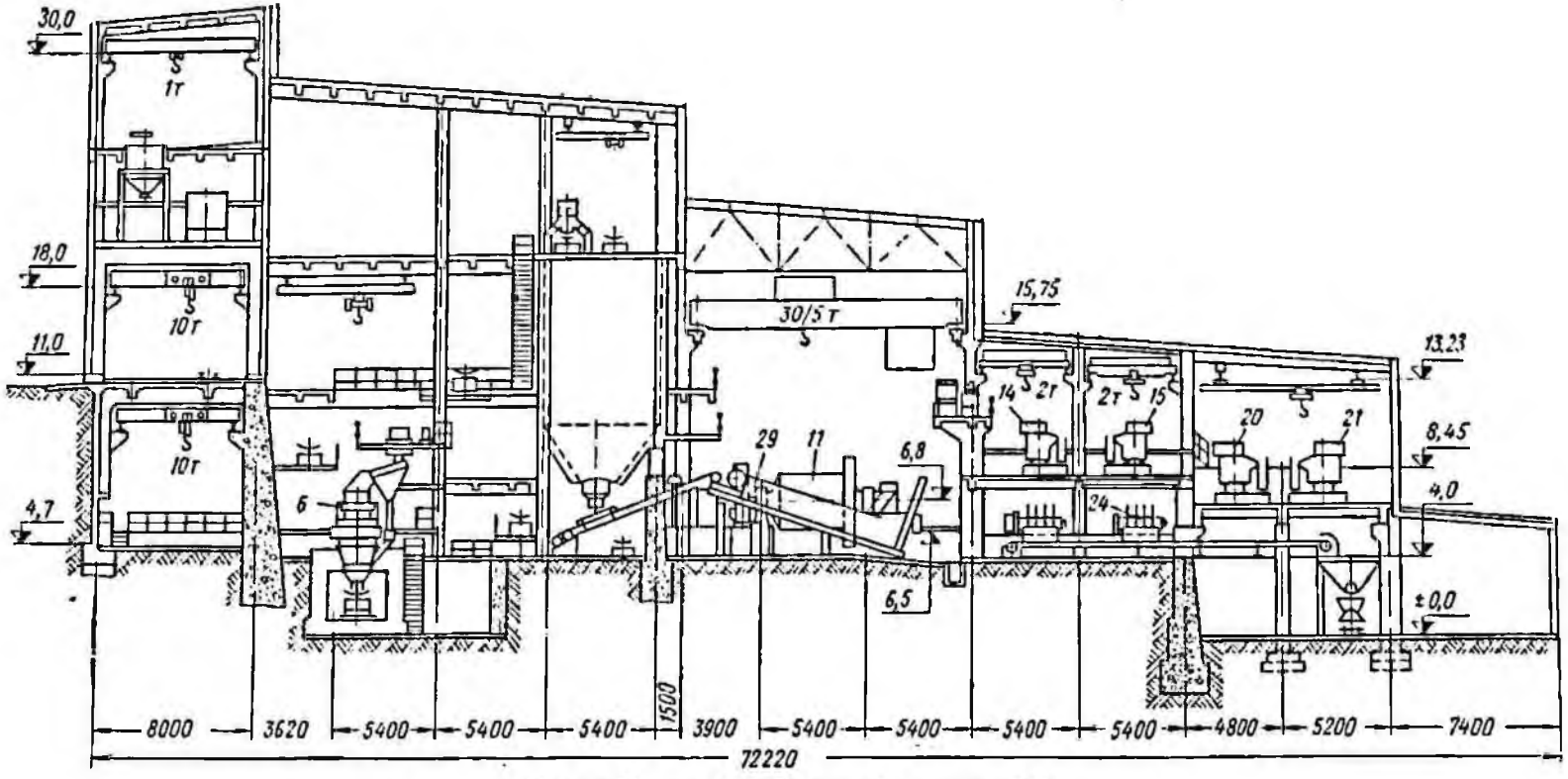


Рис. 57. Центральная обогатительная фабрика:
6, 11, 14, 15, 20, 21, 24 и 29 **— см. рис. 56**

Таблица 71

Технологические показатели обогащения руд на Центральной фабрике

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Pb	Zn	Pb	Zn
Сульфидная	74—75	52—53	93—95	92—94
Смешанная	60—62	46—47	87—90	80—82

фабрики. Гидротранспорт хвостов напорно-принудительный.

Сброс осветленной воды производится в р. Тетюхе. Емкость хвостохранилища 10 *млн·м*³.

Все отделения фабрики сблокированы в одном корпусе.

Разрез обогатительной фабрики показан на рис. 57.

На фабрике внедрен автоматический контроль за смазкой дробилок и мельниц, забивкой желобов рудой, наличием руды на конвейерах, загрузкой шаров в мельницы по тоннажу переработанной руды, плотностью и температурой пульпы, поддержанием уровня пульпы во флотационных машинах и др.

Автоматизирована подача реагентов на основе ионного состава пульпы (остаточной концентрации ксантогената, сернистого натрия в жидкой фазе пульпы и pH среды).

Осуществлена сигнализация о наличии реагентов в расходных чанах, дистанционное управление питателями реагентов типа ДПР-5.

Стабилизация остаточной концентрации позволила значительно сократить расход собирателя, депрессоров и активированного угля.

Организовано автоматическое определение содержания свинца в рудах и продуктах обогащения.

§ 9. Фабрики для обогащения свинцовых руд

Кентауские фабрики № 1 и 2 комбината Ачполиметалл (Южно-Казахстанская область)

Основной рудной базой Кентауских фабрик № 1 и 2 является Миргалимсайское свинцово-баритовое месторождение. На одной из секций фабрики № 1 перерабатываются свинцово-цинковые баритсодержащие руды Карагайлинского месторождения.

Оруденение Миргалимсайского месторождения представлено вкрапленниками и тонкими прожилками сульфидов (продуктов их изменения) и приурочено к известнякам и доломитам, переслаивающимся с известковистыми песчаниками, мергелями и глинистыми известняками. Вмещающие породы доломитизированы, баритизированы, окварцованы и перекристаллизованы.

Основные запасы руд относятся к смешанным (сульфидно-окисленным). Для месторождения характерна неравномерная на многих участках высокая степень окисленности руд (содержание окисленных форм свинца в товарной руде колеблется от 15 до 25%).

Из первичных рудных минералов основными являются галенит и пирит, встречаются также сфалерит и халькопирит; из вторичных рудных минералов наиболее распространены церуссит и англезит.

Гидроокислы железа представлены лимонитом, гётитом, гидрогётитом и гидрогематитом, а гидроокислы марганца — вадом и псиломеланом. Встречается также пиролюзит. Нерудные минералы в основном представлены кальцитом, доломитом, кварцем и анкеритом. С глубиной наблюдается снижение содержания барита.

Для миргалимсайских руд характерна неравномерная очень тонкая вкрапленность рудных минералов. Зерна галенита крупностью менее 0,2 *мм* составляют около 90%, в том числе 50% зерен галенита имеет крупность менее 0,02 *мм*. Еще более тонко вкраплен церуссит, 40—45% зерен которого имеют крупность менее 0,005 *мм*. До 70% зерен барита характеризуется крупностью менее 0,05 *мм*. Помимо свинца в рудах присутствуют цинк, барит и серебро.

Миргалимсайские руды труднообогатимые. Присутствие в руде пирита свыше 1,5—2,5%, окислов железа и марганца затрудняет разделение минералов при флотации.

По степени окисленности и обогатимости руды подразделяются на четыре сорта:

I — сульфидные и смешанные руды, при флотации которых извлечение свинца составляет более 70%;

II — сульфидные и смешанные руды, из которых флотацией извлекается 50—70% свинца;

III — смешанные руды с примесью «шоколадных» окисленных, слабо флотируемых (извлечение свинца 30—50%);

IV — окисленные «шоколадные» руды (землистые с повышенным содержанием гидроокислов железа и марганца, а также

Таблица 72

Результаты фазового анализа проб руд

Руда (фабрики)	Распределение свинца в форме, %			
	англезита	церуссита	галенита	плюмбоярозита
Миргалимсайская: смешанная (КОФ № 1)	8,29	14,57	75,76	1,38
сульфидная (КОФ № 2)	2,64	7,84	88,2	1,32
Карагайлинская (КОФ № 1)	17,4	16,4	60,5	6,15

плюмбоярозита) и смешанные с тонкодисперсной вкрапленностью свинцовых минералов. Извлечение свинца из этих руд составляет менее 30%.

В настоящее время обогащаются руды только I и II сортов.

Результаты фазового анализа руд приведены в табл. 72.

Руды Карагайлинского месторождения по сравнению с миргалимсайскими характеризуются более высокой окисленностью

Таблица 73

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Кентауской фабрики № 1

Класс, мм	Выход, %			
	дробленая руда	измельченная руда		
		I стадии	II стадии	III стадии
+25	14,4	—	—	—
−25 +10	46,1	—	—	—
−10 +5	14,0	—	—	—
−5 +3	8,7	—	—	—
−3 +1,6	2,9	—	—	—
−1,6 +0,6	3,3	—	—	—
−0,6 +0,2	3,4	—	—	—
−0,2 +0,15	0,5	—	—	—
−0,15 +0,074	2,5	57,0	28,2	10,4
−0,074 +0,044	2,0	6,0	11,2	26,9
−0,044 +0,02	2,2	8,8	18,1	19,0
−0,02 +0,01	—	8,0	23,7	12,8
−0,01 +0	—	20,2	18,8	30,9

и значительно более высоким содержанием барита (46%) и кварца.

Плотность смешанных руд, 2,3 *т/м*³, коэффициент крепости 10—12 (до 16), влажность 4—7%. Крупность максимального куска руды 400 *мм*.

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Кентауской фабрики № 1 приведена в табл. 73.

Миргалимсайское месторождение разрабатывается подземным способом.

Кентауская фабрика № 1 введена в эксплуатацию в 1965 г., а фабрика № 2 — в 1951 г.

На фабрику № 1 поступает руда в основном с шахты «Западная», доставка производится в 100-тонных думпкарах, для первичного дробления применяется щековая дробилка, установленная при шахте. Привозная руда Карагайлинского месторождения подвергается крупному дроблению на руднике. Дробленая руда с Миргалимсайского и Карагайлинского месторождений поступает на фабрику раздельно в соответствии с графиком.

Режим работы дробильного корпуса двухсменный по 7 ч с выходным днем, корпусов — главного, фильтрования и сушки — трехсменный с непрерывной рабочей неделей.

Электроснабжение осуществляется от ГПП «Миргалимсай» (два трансформатора 220/35/6 *кв*). Питание трансформаторов производится по двум ЛЭП-220 от системы Южказэнерго. Водоснабжение осуществляется из шахты Миргалимсайского рудника и подается 16 насосами на высоту 210 *м* в запасные емкости.

Технологическая схема обогащения фабрики № 1 (рис. 58) включает среднее и мелкое дробление в открытом цикле, измельчение руды в три стадии: I стадия — в стержневых мельницах, II и III — в шаровых мельницах с центральной разгрузкой.

Обогащение миргалимсайской руды осуществляется по селективной схеме флотации, включающей последовательно три стадии флотации свинцовых минералов и флотацию барита. На фабрику № 1 направляются свинцовые промпродукты с фабрики № 2, имеющие повышенное содержание цинка. Конечные продукты фабрик подвергаются сгущению и фильтрованию.

Реагентный режим приведен в табл. 74. Технологические показатели обогащения Кентауских фабрик № 1 и 2 приведены в табл. 75.

Характеристика проб отвальных хвостов Кентауских фабрик № 1 и 2 приведена в табл. 76.

Товарной продукцией фабрик являются свинцовый концентрат, баритовый кон-

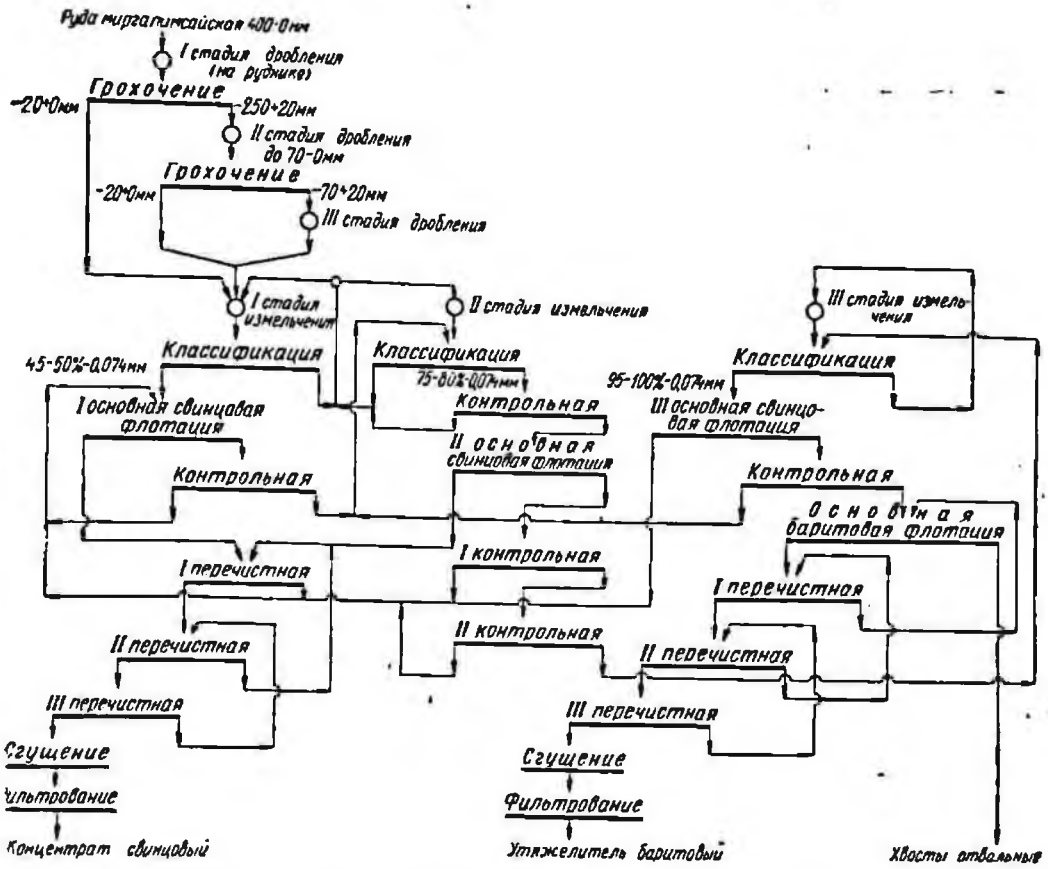


Рис. 58. Технологическая схема обогащения Кентауской фабрики № 1

центрат (для химической промышленности) и баритовый утяжелитель (для нефтяной промышленности). Баритовый концентрат получают только из карагайлинской руды.

Режим работы цикла обезвоживания продуктов обогащения Кентауских фабрик № 1 и 2 приведен в табл. 77.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Кентауских фабриках № 1 и 2 на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	45,16
Вода, *м*³	4,36
Стержни, *кг*	0,141
Шары, *кг*	0,786
Футеровка, *кг*	0,041
Фильтроткань, *м*²	0,006

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 95,1%.

Схема цепи аппаратов Кентауской фабрики № 1 показана на рис. 59.

Особенностями технологического и аппаратурного оформления схемы фабрики являются:

сооружение дробильного комплекса фабрики на открытой площадке, что оказалось возможным в связи с благоприятными климатическими условиями;

применение стержневых мельниц I стадии измельчения в полузамкнутом цикле со спиральными классификаторами;

наличие многостадиальности в схеме свинцовой флотации (с измельчением всей массы руды до 98% класса —0,074 *мм*), обусловленной тончайшей вкрапленностью свинцовых минералов.

Хвосты транспортируются насосами станции № 1, расположенной в главном корпусе фабрики, в пульпонасосный бак, откуда они самотеком по двум асбоцементным трубам поступают в хвостохранилище (в 9,5 *км* от фабрики).

Хвостовая пульпа осветляется в отстойном пруде, откуда через водоприемный колодец сливается в отводящий канал.

При дальнейшей эксплуатации хвостохранилища насосную станцию № 1 намечено расположить в строящемся корпусе для баритовой флотации и оборудовать насосами 12ГР-8Т. Вблизи пульпонасосного бака будет построена насосная станция № 2, оборудованная насосами 8ГР-8 с двумя батареями гидроциклонов (диаметром 500 *мм*).

Таблица 74

Реагентный режим Кентауских фабрик № 1 и 2

Операция	Расход реагентов на 1 *т* руды, *г*									
	ксантогенат бутиловый	олеиновая кислота	алкилсульфат	Т-66	аэрофлот	сернистый натрий	цинковый купорос	цианистый натрий	железный купорос	жидкое стекло
Миргалимсайская руда										
Флотация:										
I основная	85	—	—	10	18	450	—	—	—	300
II основная	45	—	—	8	7	250	—	—	—	—
III основная	30	—	—	7	5	100	—	—	—	—
I перечистная концентрата	—	—	—	—	—	—	—	40	—	—
основная баритовая	—	45	90	—	—	—	—	—	—	1100
перечистная баритового концентрата (I и II)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	500
Расход по режиму	160	45	90	25	30	800	—	40	—	1900
Карагайлинская руда										
Измельчение:										
I стадия	—	—	—	—	—	—	700	—	—	—
II стадия	—	—	—	—	—	—	200	—	—	—
Флотация свинцовая:										
I основная	70	—	—	45	12	300	—	90	—	—
II основная	30	—	—	12	3	200	—	—	—	—
I контрольная	10	—	—	8	—	80	—	—	—	—
II контрольная	5	—	—	5	—	50	—	—	—	—
I перечистная свинцового концентрата	—	—	—	—	—	—	100	30	Медный купорос 450	—
Контактирование	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Флотация цинковая:										
основная[1]	30	—	—	5	—	—	—	—	—	700
I контрольная	10	—	—	3	—	—	—	—	—	—
перечистная цинкового концентрата (I и II)	—	—	—	—	—	—	20	—	—	200
Флотация баритовая:										
I основная	—	60	130	—	—	—	—	—	—	1100
II основная	—	20	40	—	—	—	—	—	—	300
III основная	—	10	20	—	—	—	—	—	—	200
Расход по режиму	155	90	190	78	15	630	1000	140	450	2500

[1] При наличии свинцово-цинково-баритовых руд.

Таблица 75

Технологические показатели обогащения руд на Кентауских фабриках № 1 и 2

Руда	Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Pb	$BaSO_4$	Pb	$BaSO_4$
Миргалимсайская [1]	44—46	80—82	80—82	54—56
Карагайлинская	50—52	83—85	86—89	70—72

[1] Показатели по миргалимсайской руде приведены по объединенным фабрикам № 1 и 2, показатели по карагайлинской руде — только по фабрике № 1.

Оборотное водоснабжение не осуществляется.

Химический состав проб промышленной воды приведен в табл. 78.

Разрезы по корпусам среднего и мелкого дробления и главному корпусу показаны на рис. 60 и 61.

В дальнейшем предполагается осуществить выделение цинкового концентрата для руд с промышленным содержанием цинка и получение кондиционного баритового концентрата.

Увеличение выпуска баритовой продукции и повышение показателей будут осуществляться с вводом в эксплуатацию нового корпуса для получения баритовых концентратов.

Таблица 77

Режим работы цикла обезвоживания продуктов обогащения Кентауских фабрик № 1 и 2

Продукт	Содержание, %			
	твердого			влаги в кеке после фильтрования
	в питании сгустителей	в разгрузке сгустителей	в сливе отстойников	
Концентрат:				
свинцовый	12—15	58—62	0—0,1	15
баритовый	10—12	65—70	0—20	11
Баритовый утяжелитель	8—10	60—65	0—30	10

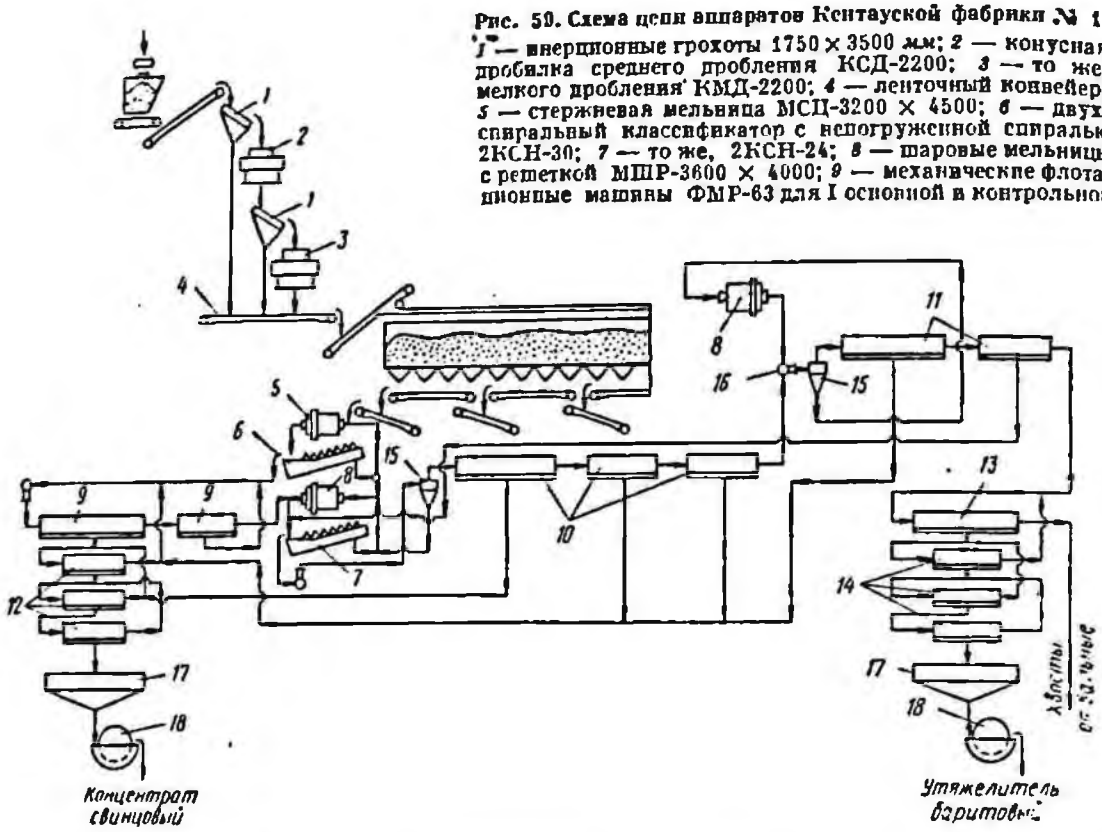
Таблица 76

Характеристика проб отвальных хвостов Кентауских фабрик № 1 и 2

Класс, мкм	Выход, %	Распределение, %														Сумма зерен	
		в сростках						в свободных зернах								сростков	свободных
		класс, мкм															
		<5	5—10	10—20	20—30	30—40	40—50	>50	<5	5—10	10—20	20—30	30—40	40—50	>50		
Галенит																	
+0,074	50,0	18,1	19,0	13,0	—	—	—	—	—	—	8,7	12,0	—	—	29,2	50,1	49,9
−0,074+0,044	16,3	26,2	19,4	14,5	18,3	7,2	—	—	—	—	—	7,2	7,2	—	—	85,6	14,4
−0,044	33,7	25,7	26,5	2,2	—	—	—	—	6,4	30,4	8,8	—	—	—	—	54,4	45,6
Церуссит																	
+0,074	50,0	3,4	13,4	15,2	—	—	27,2	—	—	—	—	—	—	—	40,8	59,2	40,8
−0,074+0,044	16,3	9,5	9,0	11,3	25,2	24,6	20,4	—	—	—	—	—	—	—	—	100,0	—
−0,044	33,7	1,1	2,5	2,5	—	—	22,7	—	—	—	7,5	7,0	—	56,7	—	28,8	71,2

Рис. 59. Схема цепи аппаратов Кентауской фабрики № 1

1 — инерционные грохоты 1750 × 3500 *мм*; *2* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *3* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *4* — ленточный конвейер; *5* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *6* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30; *7* — то же, 2КСН-24; *8* — шаровые мельницы с решеткой МШР-3600 × 4000; *9* — механические флотационные машины ФМР-63 для I основной и контрольной



свинцовой флотации; *10* — то же, для основной и I—II контрольной свинцовой флотации; *11* — то же, для основной и контрольной свинцовой флотации; *12* — механические флотационные машины ФМР-25 для I—III перечистной флотации чернового свинцового концентрата; *13* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной баритовой флотации; *14* — то же, для I—III перечистной флотации баритового утяжелителя; *15* — гидроциклон; *16* — песковый насос; *17* — сгуститель с периферическим приводом П-24; *18* — барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью БОУ-40-3

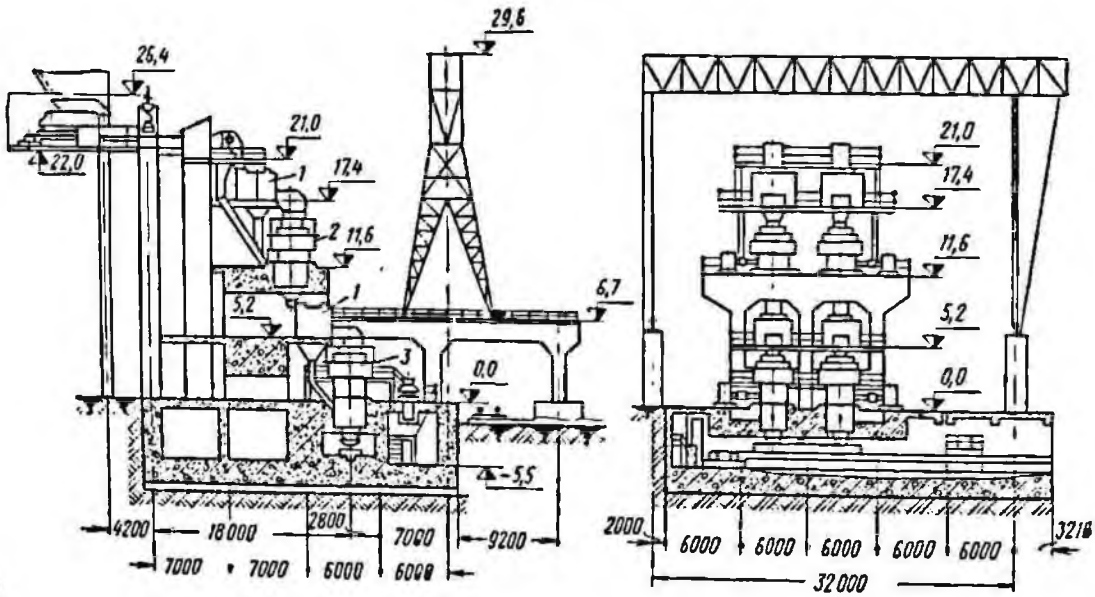


Рис. 60. Корпус среднего и мелкого дробления Кентауской фабрики № 1:
1—3 — см. рис. 59

Таблица 78

Химический состав пробы промышленной воды Кентауских фабрик № 1 и 2

Вода	Содержание, мг/л										pH	Жесткость мг-экв/л
	NH_4^{1+}	Fe^{2+}	Fe^{3+}	Ca^{2+}	Mg^{2+}	$Na^{1+}+K^{1+}$	Ca_3^{2-}	HCO_3^{1-}	SO_4^{2-}	Cl^{1-}		
Промышленная	2,1	Нет	Нет	55,2	17,5	20,0	Нет	18,91	75,3	14,2	8,0	4,2

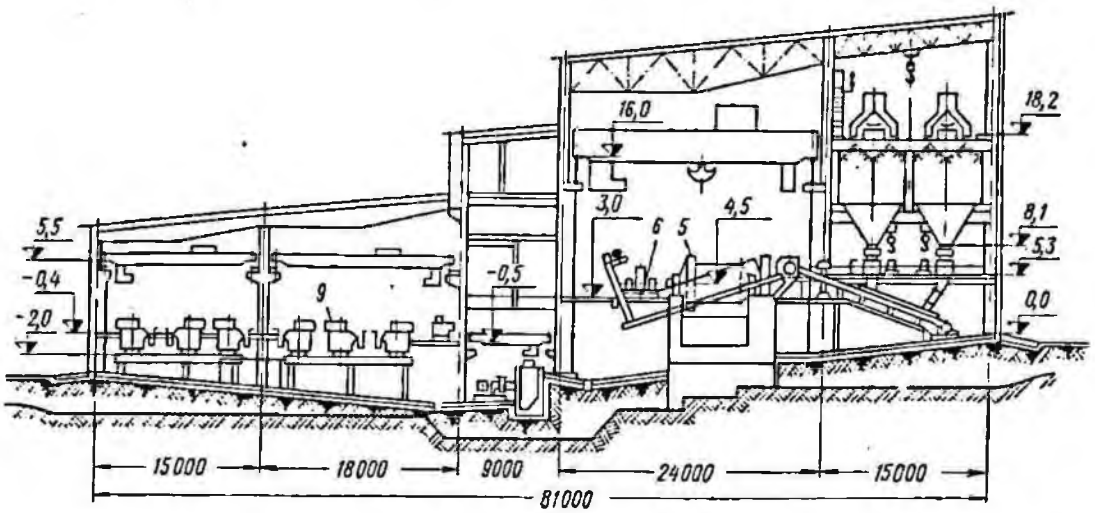


Рис. 61. Главный корпус Кентауской фабрики № 1:
5, *6* и *9* — см. рис. 59

Глава V

Фабрики для обогащения вольфрамомолибденовых и медно-молибденовых руд

§ 10. Краткая характеристика вольфрамовых и молибденовых руд СССР

Месторождения вольфрамовых и молибденовых руд подразделяются на следующие основные промышленные типы: жильный, штокверковый, скарновый, россыпной (только вольфрамовые руды).

Основные запасы вольфрама и молибдена (соответственно 65 и 87% общих запасов) сосредоточены в скарновых рудах. Вольфрам добывается главным образом из месторождений скарновых (55%) и жильных (44%), молибден — из штокверковых (62%), скарновых (20%) и жильных (18%).

Большинство месторождений скарнового типа комплексные (Тырныаузское, Чорух-Дайронское, Майхуринское и др.). Наряду с вольфрамом, они содержат молибден, олово, медь, цинк, незначительные количества золота, висмута и некоторых других полезных компонентов.

Вольфрам в скарновых рудах представлен главным образом шеелитом, реже — молибдошеелитом (зейргитом); молибден — в основном молибденитом, а также повеллитом, молибдошеелитом. Шеелит в рудах чаще всего приурочен к гранатпироксеновым нередко окварцованным или амфиболитизированным скарнам, где он обычно довольно равномерно рассеян в виде мелкой вкрапленности или обособлен вместе с кварцем и сульфидами в виде гнезд и жилообразных тел в трещинах, секущих скарны. Основная масса молибдена связана с кварцево-сульфидными прожилками.

Промышленное оруденение наблюдается как в самих жилах (обычно кварцевых), так и в околожильных измененных породах (грейзенах).

Вольфрам в жильных рудах представлен вольфрамитом (гюбнеритом, ферберитом), значительно реже — шеелитом. Обычно встречаются кварц-вольфрамитовые и кварц-касситерит-вольфрамитовые жилы, значительно реже — кварц-шеелитовые, кварц-гюбнеритовые и кварц-ферберитовые жилы. Помимо вольфрамовых минералов в рудах присутствуют пирит, халькопирит, арсенопирит, галенит, золото и др. Присутствующий в рудах касситерит в некоторых случаях имеет промышленное значение (месторождения Иультинское и др.). К жильному типу относятся руды Джидинского, Букукинского и других месторождений.

Жильные молибденовые руды представлены обычно кварцем с микро- и крупночешуйчатым молибденитом. Характерно, что с глубиной крупность вкрапленности молибденита уменьшается. Кварцевые жилы часто сопровождаются грейзенами.

Штокверковые собственно вольфрамовые руды встречаются редко. Обычно вольфрам имеет подчиненное значение и ассоциирует с молибденом, иногда медью, бериллием, висмутом, оловом и другими ценными компонентами. Вольфрамовое оруденение штокверковых руд представлено сетью мелких кварцевых прожилков с вольфрамитом, гюбнеритом и шеелитом в гранитах и других породах, а также рудной вкрапленностью в грейзенах. Примерами таких месторождений являются Коктенкольское, Верхне-Кайрактинское и др.

По существующей классификации молибденовые руды штокверкового типа подразделяются на собственно молибденовые, вольфрамомолибденовые, медно-молибденовые.

Чисто молибденовых руд практически не существует, в них всегда присутствуют другие полезные компоненты, извлечение которых в соответствующие концентраты и продукты экономически целесообразно.

Основным источником получения молибдена в СССР являются месторождения медно-молибденовых руд. К ним относятся руды, из которых, наряду с молибденом (основной ценный компонент), в промышленных масштабах извлекается медь. Руды обычно представлены сильно измененными брекчированными гранитоидными породами, а также породами экзоконтакта, пропитанными сульфидами и пронизанными тонкими прожилками кварца с сульфидами — пиритом, молибденитом, халькопиритом, борнитом и др. Примерами таких месторождений являются Сорское, Каджаранское, Агаракское и др.

По относительному содержанию окисленного молибдена медно-молибденовые руды подразделяются на сульфидные (около 10—12% Mo), смешанные (от 10 до 20% Mo) и окисленные (свыше 20% Mo). Наибольшую промышленную ценность имеют сульфидные руды. Запасы окисленных руд относительно невелики, молибденовое оруденение в них большей частью представлено сложными соединениями типа молибденсодержащих лимонитов и ферримолибдита.

§ 11. Фабрики для обогащения вольфрамомолибденовых руд

Тырныаузская фабрика (Кабардино-Балкарская АССР)

Сырьевой базой фабрики является Тырныаузское месторождение, на котором развиты молибдено-вольфрамовые (скарны и скарнированные мраморы) и молибденовые (роговики и гранитоиды) руды.

Главные рудные минералы в скарновых рудах представлены тонковкрапленными шеелитом (0,01—1 *мм*), молибдошеелитом и молибденитом среди пироксенов, гранатов, кварца и др. В роговиках оруденение имеет штокверковый характер и связано с густой сетью кварцевых и других прожилков. На верхних горизонтах (до глубины 400—450 *м* от поверхности) руды сильно окислены и представлены повеллитом, реже молибдитом. Оруденение скарнированных мраморов также носит штокверковый характер и представлено сетью пироксено-гранатовых жил и прожилков с шеелитом и молибденитом.

Наиболее высокое содержание молибдена и трехокиси вольфрама наблюдается в скарновых рудах. Помимо молибдена и вольфрама, в рудах присутствуют медь, висмут, золото, серебро, селен, теллур, флюорит и др.

Около 50% молибдена, поступающего на обогащение, представлено молибденитом, остальная часть — повеллитом (30%), молибдошеелитом (11%), охрами (8%).

Плотность скарновых руд 3 *т/м*^{3}, роговиков — 2,6 *т/м*^{3}. Коэффициент крепости скарновых руд 16—18, роговиковых 12—14. Влажность руды 2,5—3%.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1940 г. Во время Отечественной войны она была полностью разрушена и восстановлена в 1944 г. Расширение фабрики осуществлялось очередями.

Тырныаузское месторождение разрабатывается в основном подземным способом.

Первичное дробление руды (до —300 *мм*) производится на руднике, откуда по канатным дорогам руда подается в бункера корпуса среднего и мелкого дробления.

Режим работы в дробильных корпусах четырехсменный по 6 *ч*, в главном корпусе

трехсменный с непрерывной рабочей неделей.

Электроэнергию фабрика получает от РЭУ «Ставропольэнерго» через Баксанскую ГЭС.

Основной источник водоснабжения — надрусловые воды р. Сакашили-Су, в зимнее время вода подается из р. Баксан.

Технологическая схема обогащения (рис. 62) включает трехстадиальное дробление с замкнутым циклом в последней стадии, измельчение руды в одну стадию, основную молибденовую и шеелитовую флотацию и доводку черновых концентратов.

После перечисток шеелитовый концентрат разделяется на три потока, один из которых направляется на дальнейшую доводку для получения высокосортного концентрата, другой поступает непосредственно на выщелачивание фосфора, а третий в виде концентрата марки КМШП направляется на гидрометаллургический завод.

Особенностью технологии обогащения руд на Тырныаузской фабрике является доводка черновых шеелитовых концентратов с предварительной обработкой их слабым 3-%ным раствором жидкого стекла при температуре +90° С для депрессии кальцита (метод Н. С. Петрова).

Технологические показатели обогащения руды на Тырныаузской фабрике приведены в табл. 79.

На фабрике также получают медно-висмутовый продукт с содержанием Cu около 7%, Bi — 0,8% при извлечении Cu около 47% и Bi — 23%.

Характеристика пробы хвостов Тырныаузской фабрики приведена в табл. 80, реагентный режим — в табл. 81.

Таблица 79

Технологические показатели обогащения руды на Тырныаузской фабрике

Продукт	Содержание, %		Извлечение, %	
	WO_3	Mo	WO_3	Mo
Концентрат:				
шеелитовый	61,94	3,56	22,23	5,87
молибденовый	0,416	47,65	0,09	47,98
Промпродукт шеелитовый	44,41	3,59	62,79	23,33

Расход электроэнергии, воды и материалов на Тырныаузской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	18,56
Вода, $м^3$	2,208
Шары, *кг*	0,855
Футеровка, *кг*	0,1
Фильтроткань, $м^2$	0,0014

Схема цепи аппаратов показана на рис. 63.

Отвальные хвосты транспортируются самотеком в хвостохранилище, расположенное в 11 *км* от фабрики. Осветленная вода в процесс не возвращается.

Для фабрики характерен высокий уровень автоматизации.

В дробильном корпусе осуществлен контроль за температурой подшипников, смазкой дробилок и контроль за забиванием желобов рудой, установлены металлоискатели, действует система сигнализации о работе дробилок, смонтирован

Таблица 80

Характеристика пробы хвостов Тырныаузской фабрики

Класс, *мм*	Хвосты основной молибденовой флотации, %					Отвальные хвосты, %				
	выход	содержание		распределение		выход	содержание		распределение	
		Mo	WO_3	Mo	WO_3		Mo	WO_3	Mo	WO_3
−0,351 +0,295	3,5	0,024	0,038	2,1	0,7	4,2	0,0128	0,040	5,4	5,0
−0,295 +0,147	18,8	0,017	0,045	7,4	4,4	19,2	0,0099	0,036	19,4	21,3
−0,147 +0,074	23,5	0,024	0,103	13,5	12,7	24,0	0,008	0,023	19,0	16,4
−0,074 +0	54,2	0,058	0,290	77,0	82,2	52,6	0,0106	0,035	56,2	57,3
В том числе:										
+0,01	45,4	0,043	0,234	47,8	55,9	42,1	0,0069	0,022	29,1	28,8
−0,01	8,6	0,138	0,583	29,2	26,3	10,5	0,0257	0,087	27,1	28,5
−0,351 +0	100,0	0,041	0,191	100,0	100,0	100,0	0,01	0,032	100,0	100,0

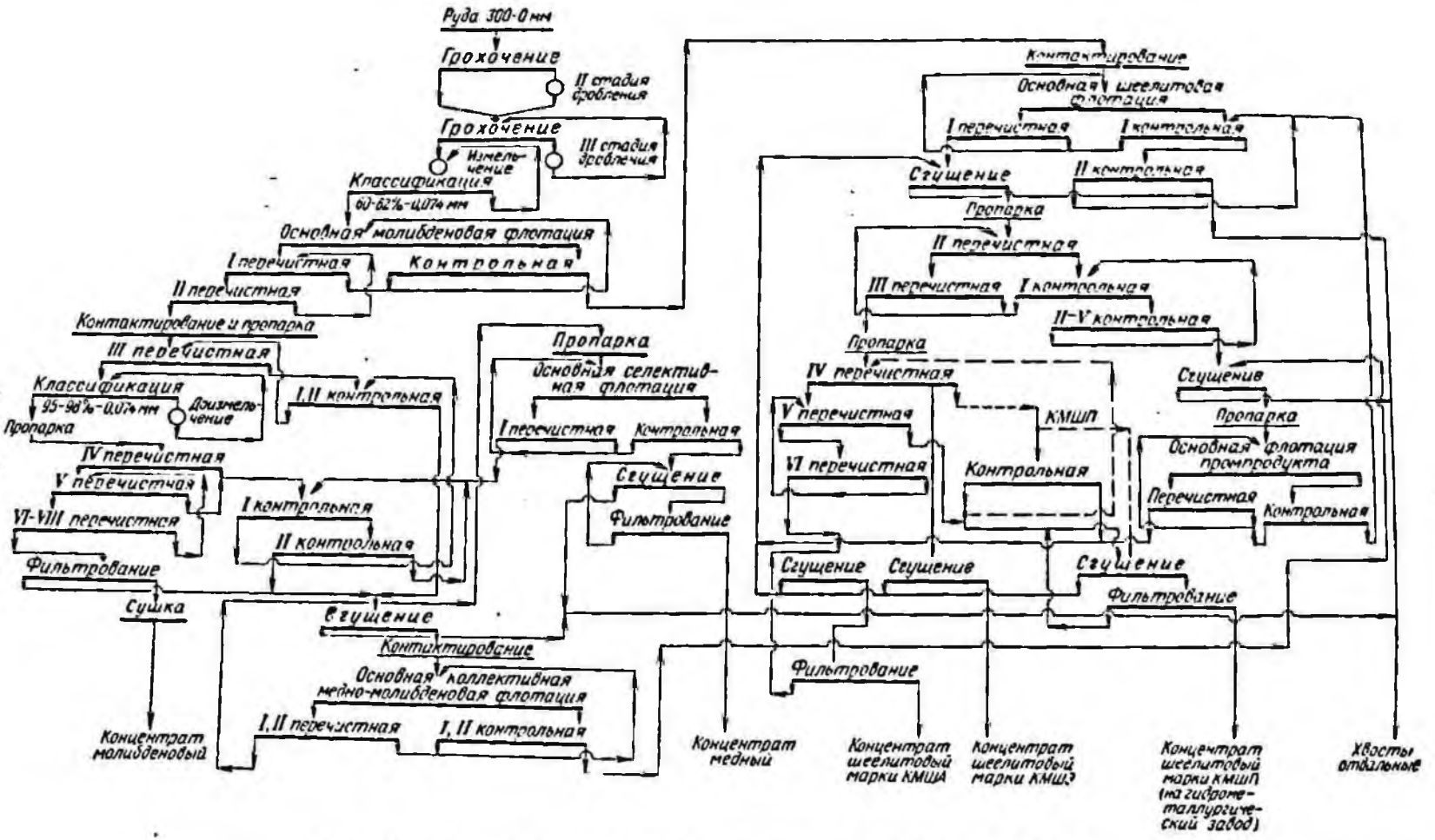


Рис. 62. Технологическая схема обогащения Тырныаузской фабрики

Таблица 81

Реагентный режим Тырныаузской фабрики

Операция	Расход реагентов на 1 *т* руды, *г*								
	сода кальцинированная	ксантогенат бутиловый	олеиновая кислота	трансформаторное масло	керосин	терпинеол	сернистый натрий	цианистый натрий	жидкое стекло
Измельчение	690	—	—	5	—	—	—	—	—
Флотация молибденовая основная	—	—	—	5	—	46	—	—	—
Доизмельчение	—	—	—	—	—	—	—	—	6
Флотация молибденовая перечистная	—	—	—	—	50	—	50	5	130
Флотация медно-молибденового промпродукта:									
основная коллективная	—	0,7	—	—	2	2	—	—	—
контрольная	—	0,3	—	—	—	—	30	—	—
Контактирование	—	—	—	—	—	—	—	—	350
Флотация шеелитовая:									
основная	40	—	41	—	—	—	—	—	—
контрольная (I и II)	—	—	27	—	—	—	—	—	—
I перечистная	—	—	—	—	—	—	—	—	150
Пропарка	—	—	—	—	—	—	—	—	1880
Расход по режиму	730	1,0	68	10	52	48	80	5	2516

автоматический гранулометр для рассева дробленой руды.

В главном корпусе стабилизировано питание мельниц рудой, осуществляется контроль за плотностью слива, за песковой нагрузкой классификаторов и смазкой подшипников мельниц и сигнализация о работе мельниц. Применяется автоматическое регулирование уровня пульпы во флотационных машинах, контроль за расходом пульпы и высотой слоя пены, контроль и регулирование температуры пульпы, автоматическое дозирование реагентов, контроль за pH среды и др.

Действует сигнализация о перегрузке сгустителей, автоматическое управление откачкой фильтрата вакуум-фильтров, автоматическое управление дренажными насосами.

Намечается организация общефабричного диспетчерского пункта и установка информационно-вычислительной машины.

Разрез по главному корпусу показан на рис. 64.

Проектные решения по расширению фабрики осуществлены по принципиально новой технологической схеме с установкой крупного высокопроизводительного оборудования.

Намечена установка мельниц самоизмельчения в районе рудника, что позволит исключить из эксплуатации корпус среднего и мелкого дробления, а также существующее отделение измельчения. Для подачи измельченной руды на флотацию в действующий главный корпус предусмотрен гидротранспорт пульпы с перепадом порядка 600 *м* в виде каскадной системы труб и зумпфов.

§ 12. Фабрики для обогащения медно-молибденовых руд

Каджаранская фабрика (Армянская ССР)

Фабрика перерабатывает медно-молибденовые прожилково-вкрапленные руды Каджаранского месторождения. Оруденение сосредоточено почти исключительно в раздробленных и в гидротермально сильно измененных (серицитизированных, хлоритизированных, окварцованных, каолинизированных) монцонитах. Запасы в основном представлены сульфидными рудами. Смешанные и окисленные руды имеют подчиненное значение. Добываются

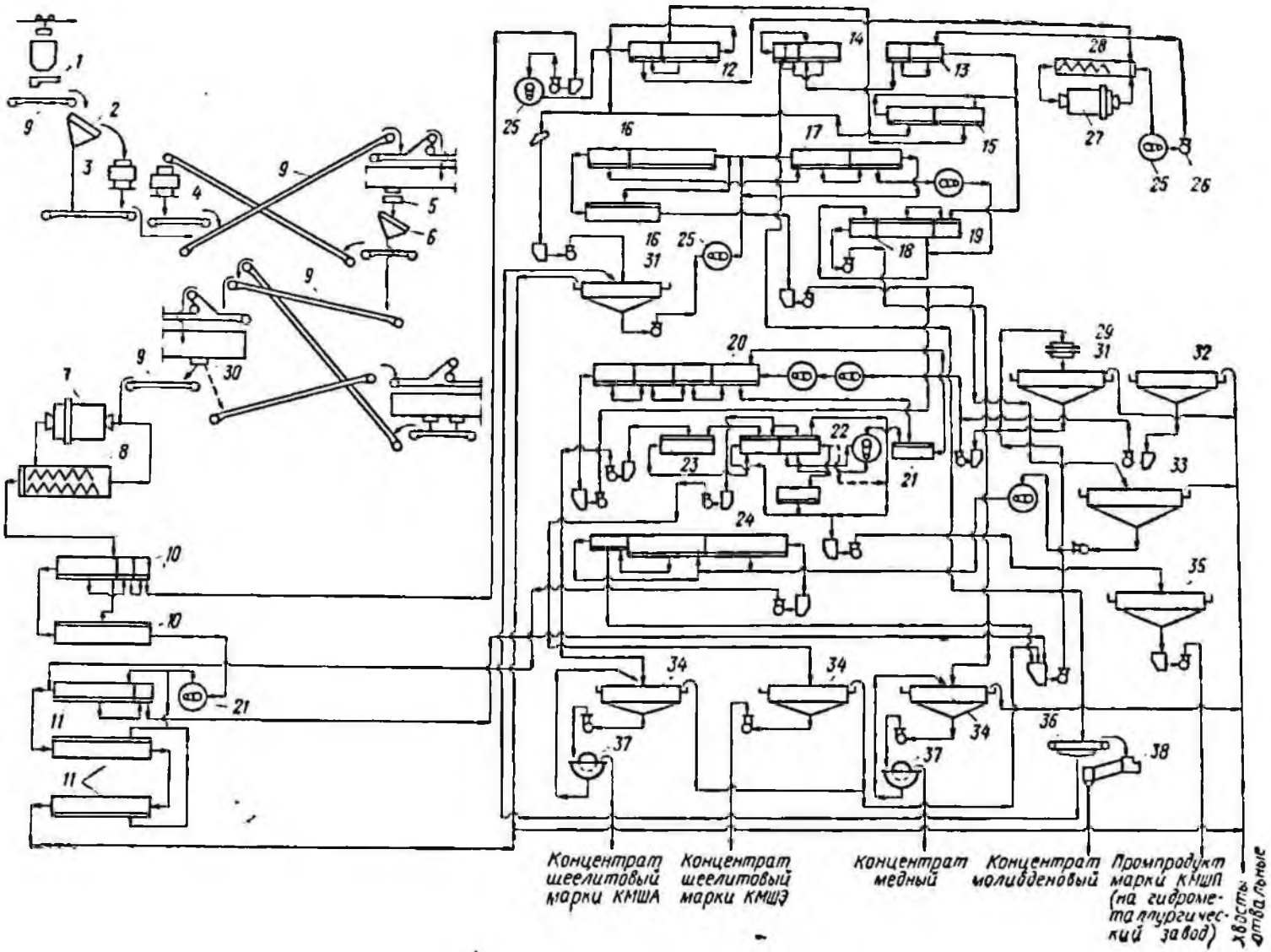

Концентрат шеелитовый марки КМША
Концентрат шеелитовый марки КМШЭ
Концентрат медный
Концентрат молибденовый
Промпродукт марки КМШП (на гидрометаллургический завод)
Хвосты отвальные

Рис. 63. Схема цепи аппаратов Тырныаузской фабрики:

1 — лотковый питатель 192-ПТ; *2* — инерционный грохот 1750 × 3500 *мм*; *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *4* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *5* — барабанный питатель 176-ПТ; *6* — инерционный грохот 1500 × × 3000 *мм*; *7* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100; *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *9* — ленточный конвейер; *10* — пневмомеханические флотационные машины с камерой емкостью 3,2 м³ (на базе машины ФМР-25 для основной молибденовой и контрольной флотации, I и II перечистной флотации чернового концентрата; *11* — то же, для основной шеелитовой флотации, I и II контрольной флотации, I перечистной флотации шеелитового концентрата; *12* — механическая флотационная машина М-4 для III перечистной флотации чернового молибденового концентрата, I и II контрольной флотации; *13* — механическая флотационная машина М-2 для IV и V перечистной флотации чернового молибденового концентрата; *14* — механическая флотационная машина с камерой емкостью 30 л для VI — VIII перечистной флотаций чернового молибденового концентрата; *15* — механическая флотационная машина ФМР-4 для I и II контрольной флотации; *16* — механические флотационные машины М-4 для основной коллективной медно-молибденовой, I и II контрольной флотации; *17* — механическая флотационная машина ФМР-4 для I и II перечистной флотации коллективного медно-молибденового концентрата; *18* — то же, для основной селективной и контрольной флотации; *19* — то же, для перечистной флотации; *20* — механическая флотационная машина ФМР-10 для II перечистной флотации чернового шеелитового концентрата, I—V — контрольной флотации; *21* — механическая флотационная машина ФМР-4 для III перечистной флотации чернового шеелитового концентрата; *22* — то же, для IV и V перечистной и контрольной флотации; *23* — механическая флотационная машина ФМР-2 для VI перечистной флотации; *24* — механическая флотационная машина ФМР-10 для основной флотации промпродукта, контрольной и перечистной флотации; *25* — контактные чаны; *26* — песковый насос; *27* — шаровая мельница с решеткой МШР-1200 × 1200; *28* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-10; *29* — пульподелитель; *30* — питатель руды; *31* — сгустители с центральным приводом Ц-12; *32* — то же, Ц-9; *33* — то же, с периферическим приводом П-30; *34* — то же, Ц-6; *35* — то же, с центральным приводом Ц-7,5; *36* — ленточный вакуум-фильтр; *37* — вакуум-фильтр; *38* — сушильная печь

сульфидные руды с небольшой примесью смешанных разностей. Окисленные руды складируются в спецотвалы.

Главными рудными минералами являются пирит, халькопирит и молибденит, к которым обычно примешиваются борнит, халькозин, энаргит, висмутин, малахит, галенит, сфалерит, магнетит, повеллит и др. Нерудные минералы представлены полевыми шпатами, кварцем, слюдами (биотит, серицит), хлоритом, каолином, галлуазитом, карбонатами, гипсом и др.

На обогатительную фабрику поступают руды, в которых окисленные молибден и медь составляют соответственно 5,6 и 23,5 отн.%. Окисленный молибден представлен повеллитом, ферримолибдитом и молибденсодержащим лимонитом.

Плотность руды 2,65 *т/м*³, коэффициент крепости 6—12, влажность до 4%. Руда добывается открытым способом и доставляется автосамосвалами к рудоспускам. Крупность максимального куска 1500 *мм*. Далее руда подземным электровозным транспортом подается в приемный бункер корпуса крупного дробления, расположенного вблизи карьера. Дробленая руда по канатным дорогам транспортируется в приемные бункера фабрики.

Фабрика работает непрерывно 7 дней в неделю, дробильные корпуса — в 4 смены по 6 *ч*, главный корпус — в 3 смены по 8 *ч*.

Основным источником энергоснабжения является система Армэнерго, источником водоснабжения — р. Охчи-Чай. В зимнее время вода дополнительно подается насосными станциями из р. Гети.

Первая очередь фабрики была введена в эксплуатацию в 1952 г.

Технологическая схема обогащения (рис. 65) включает четыре стадии дробления с замкнутым циклом в последней стадии, две стадии измельчения при соотношении объемов шаровых мельниц (удлиненных в процессе эксплуатации на 700 *мм*) I и II стадий 2 : 1, коллективную флотацию с последующим разделением медно-молибденового концентрата на медный и молибденовый с использованием сернистого натрия. Из руды извлекается 81% молибдена и 74,6% меди при содержании молибдена 48,6%, меди 15,8% в соответствующих концентратах.

Характеристика крупности пробы дробленой руды Каджаранской фабрики приведена в табл. 82, реагентный режим — в табл. 83, режим работы цикла обезвоживания концентратов в табл. 84.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Каджаранской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	16,9
Вода, *м*³	3,5
Шары, *кг*	0,92
Футеровка, *кг*	0,15
Фильтроткань, *м*²	0,0014

Таблица 82

Характеристика крупности пробы дробленой руды Каджаранской фабрики

Класс, *мм*	Выход, %	Класс, *мм*	Выход, %
+100	—	−20 +9	29,9
−100 +50	—	−9 +3	29,0
−50 +20	8,6	−3 +0	32,5

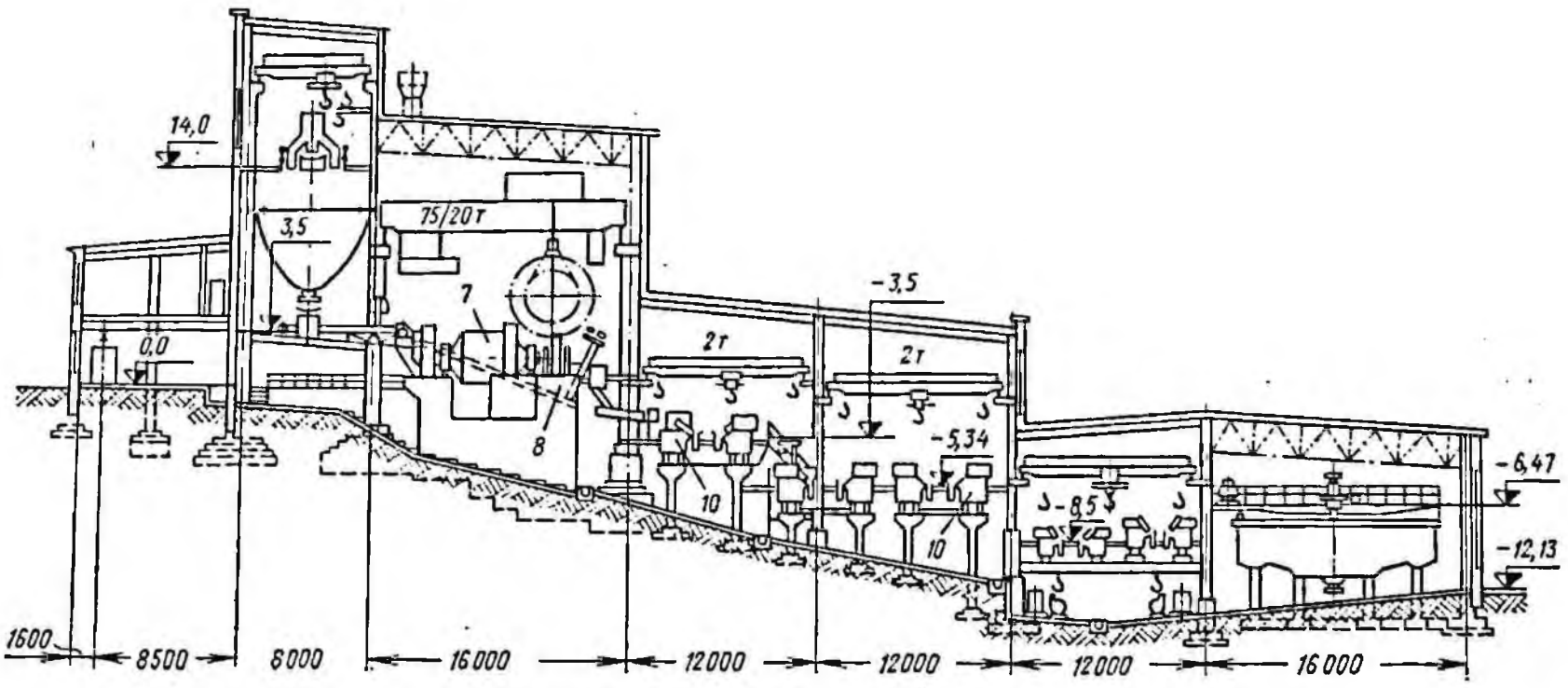


Рис. 64. Главный корпус Тырныаузской фабрики:
7, *8* и *10* см. рис. 63

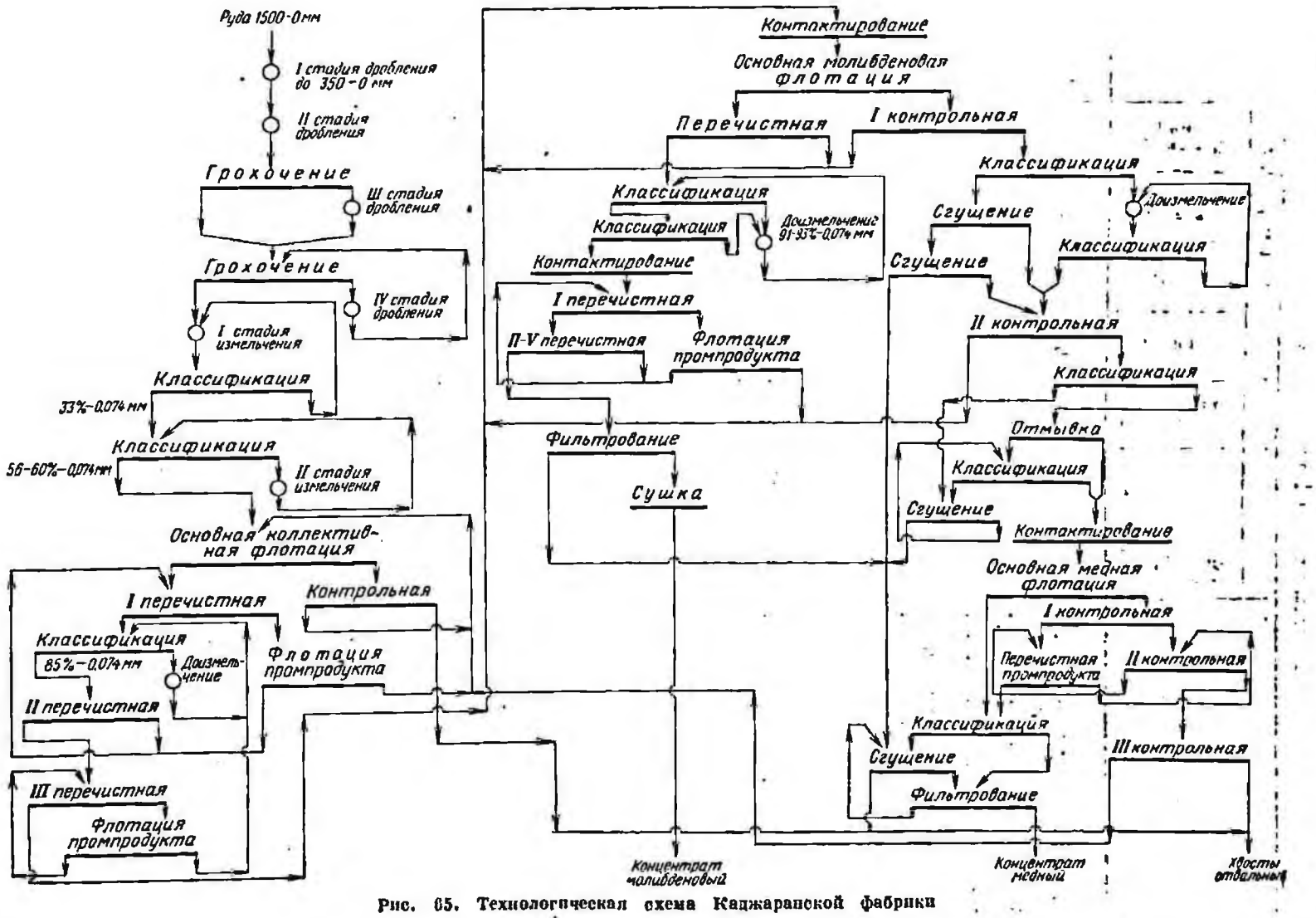


Рис. 65. Технологическая схема Каджаранской фабрики

Таблица 83.

Расчетный режим Каджаранской фабрики

Операция	Расход реагентов на 1 т руды, г							
	сода кальцинированная	известь	коллоидный сульфидный	керосин	ОПСБ	сосновое масло	сернистый натрий	жидкое стекло
Измельчение (I стадия)	—	—	—	60	3	—	—	20—30
Флотация основная коллективная	—	50	30	50	15	20	120	20—30
Доизмельчение коллективного концентрата	15	—	—	—	—	—	—	—
Флотация:								
основная молибденовая и перечистная	—	—	—	—	—	—	400	До 10
медная	—	—	3	—	2	—	—	5
Фильтрование медного концентрата	—	До 100	—	—	—	—	—	—
Расход по режиму	15	До 150	33	110	20	20	520	55—75

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 93,4%.

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 66.

Отвальные хвосты самотеком направляются в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 8—11 км от фабрики.

Разрез корпуса среднего и мелкого дробления показан на рис. 67.

Особенности проектно-компоновочных решений фабрики следующие:

размещение оборудования II, III и IV стадий дробления в одном корпусе;

каскадная компоновка измельчительного и флотационного оборудования в главном корпусе, обеспечивающая самотек продуктов обогащения;

размещение оборудования для фильтрования и сушки молибденового концентрата в главном корпусе; сгущение и фильтрование медного концентрата в отдельном корпусе.

Намечается дальнейшее расширение фабрики с установкой мельниц самоизмельчения и переоборудование механических флотационных машин на пневмомеханические.

Сорская фабрика (Хакасская автономная область)

Фабрика перерабатывает медно-молибденовые руды Сорского штокверкового месторождения.

На фабрику поступают руды брекчиевидной и прожилково-вкрапленной разновидностей в соотношении примерно 1 : 1.

Основными рудными минералами являются молибденит, халькопирит, пирит, ферримолибдит, ковеллин, халькозин. Нерудные минералы представлены в основном кварцем.

В настоящее время на фабрике перерабатываются только сульфидные руды; окисленные руды складируются в специальные отвалы.

Плотность руды 2,4—2,7 *т/м*³. Коэффициент крепости колеблется от 5—7 до 10—15. Влажность 2,8—3.

Таблица 84

Режим работы цикла обезвоживания концентратов Каджаранской фабрики

Концентрат	Содержание, %			
	твердого			влаги в концентрате после сушки
	в питании сгустителей	в разгрузке сгустителей	в кеке после фильтрования	
Медный	25—32	55—65	11—13	—
Молибденовый	—	35—50	10—12	3—4

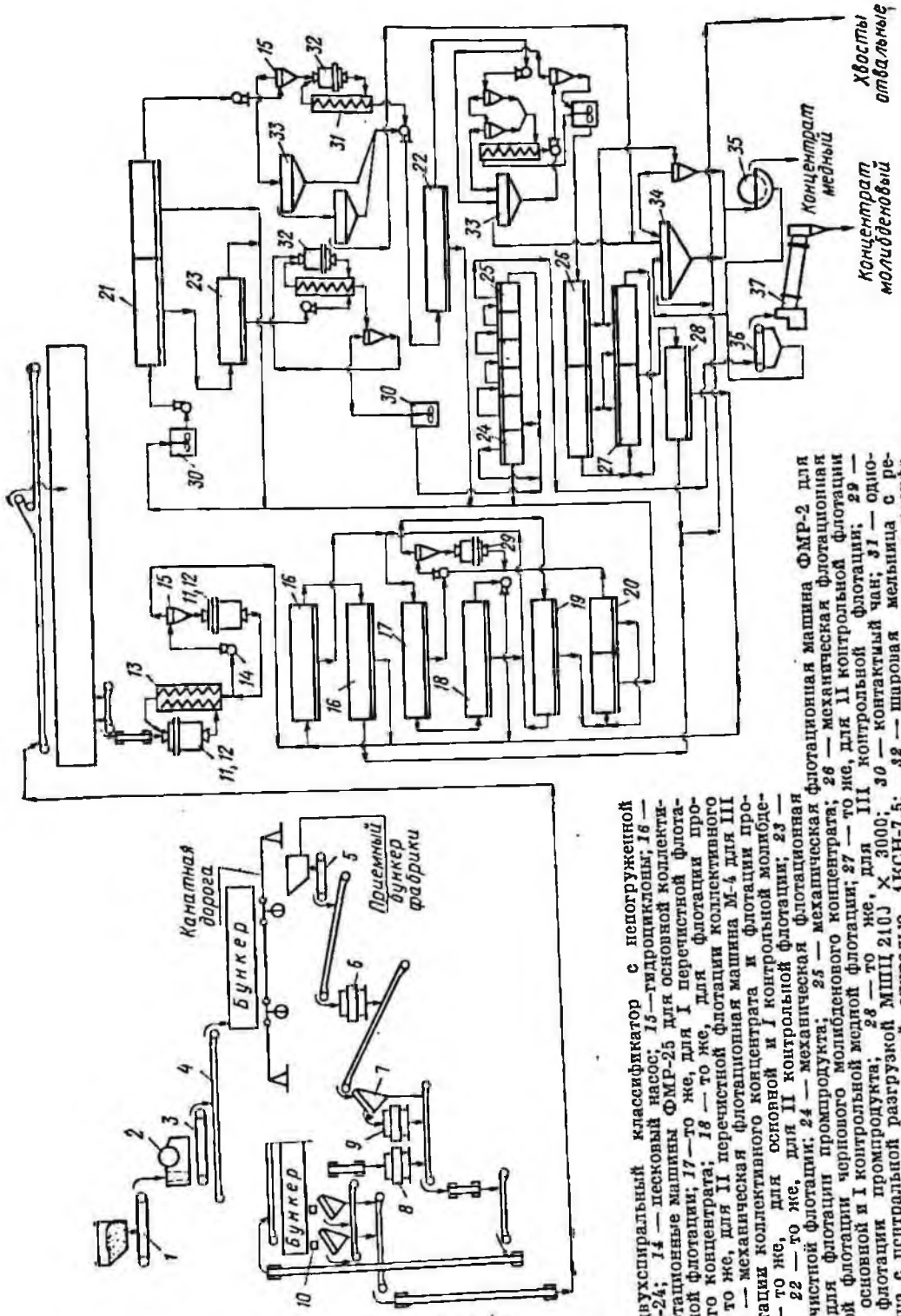


Рис. 66. Схема цепи аппаратов Каджаранской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 2400×10200 *мм*; *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм*; *3* — пластинчатый 1500× × 4000 *мм*; *4* — ленточный конвейер; *5* — пластинчатый питатель 1500 × ×6000 *мм*; *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *7* — инерционный грохот 1500 × ×3000 *мм*; *8* — конусная дробилка мелкого дробления 2100 *мм*; *9* — то же, КМД-2200; *10* — конвейер-питатель; *11* — шаровая мельница 3200 × 3800 *мм*; *12* — то же, МШР-3200 × × 3100; *13* — двухспиральный классификатор с погруженной спиралью 2КСН-24; *14* — песковый насос; *15* — гидроциклоны; *16* — механические флотационные машины ФМР-25 для основной коллективной и контрольной флотации; *17* — то же, для I перечистной флотации коллективного концентрата; *18* — то же, для флотации коллективного концентрата; *19* — то же, для II перечистной флотации молибденового концентрата; *20* — механическая флотационная машина М-4 для III перечистной флотации коллективного концентрата и флотации молибденового продукта; *21* — то же, для основной и I контрольной флотации; *23* — то же, для II контрольной флотации; *24* — механическая флотационная машина ФМР-4 для флотации промпродукта; *25* — механическая флотационная машина ФМР-2 для перечистной флотации чернового молибденового концентрата; *26* — то же, для II контрольной флотации; *27* — то же, для III перечистной флотации медной флотации; *28* — то же, для III контрольной флотации; *30* — контактный чан; *31* — одношаровая мельница с центральным приводом II-9; *34* — то же, с периферическим приводом II-18; *35* — барабанный вакуум-фильтр с наружной поверхностью БОУ20-2,6; *36* — ленточный вакуум фильтр; *37* — барабанная сушилка

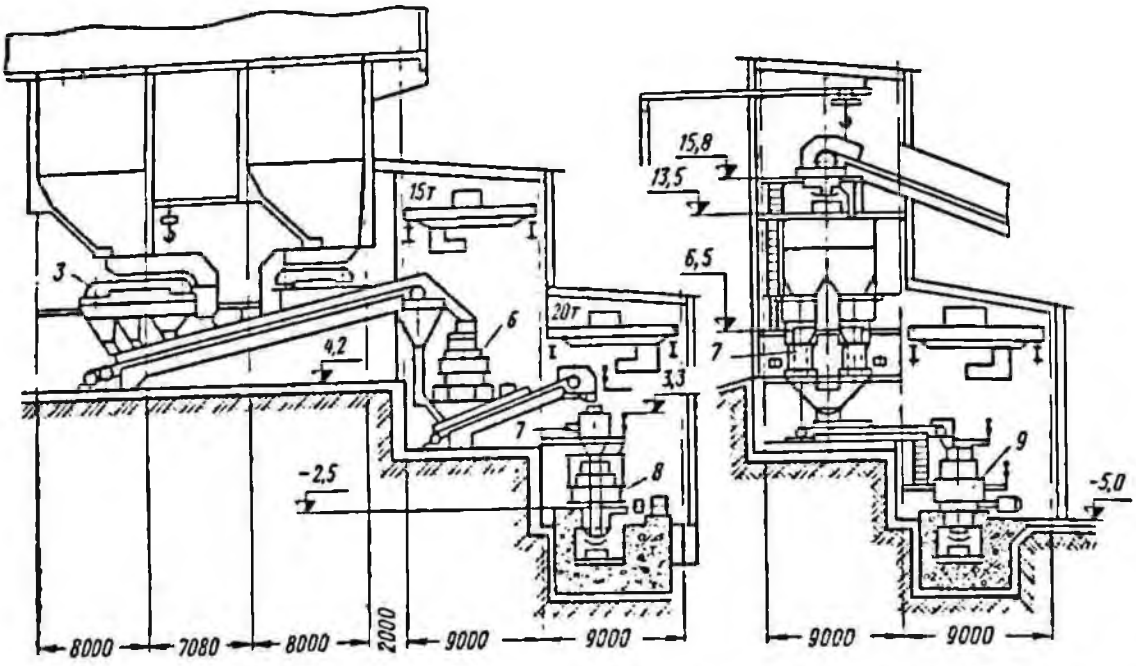


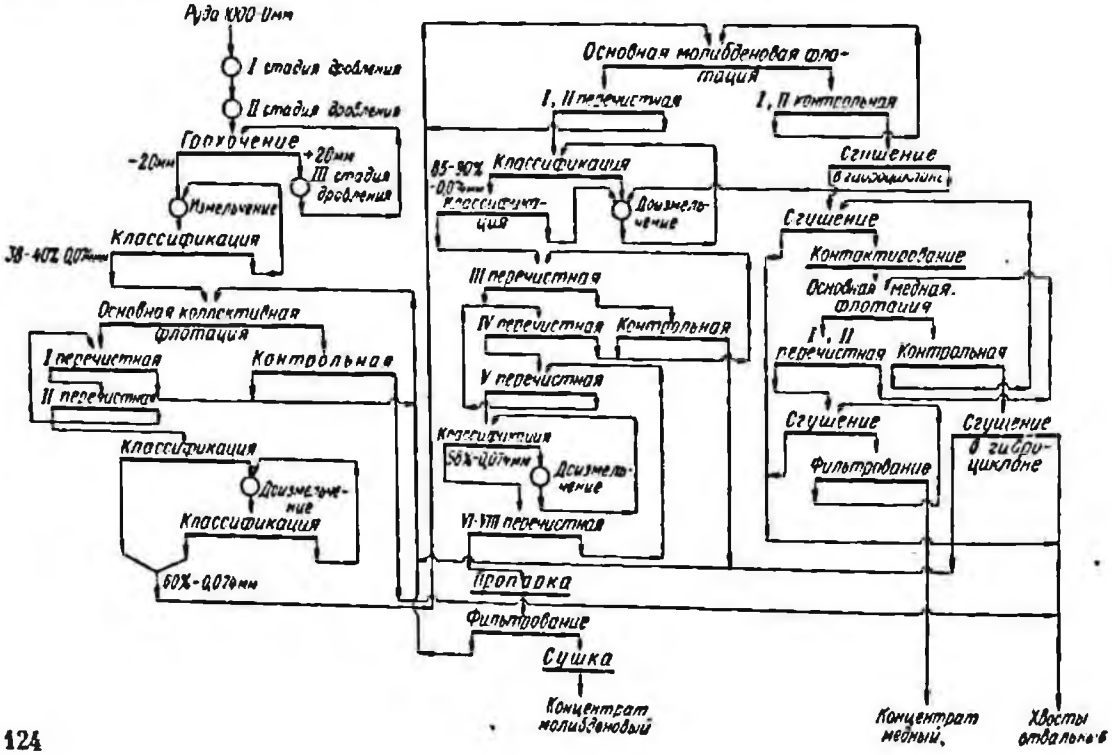
Рис. 67. Корпус среднего и мелкого дробления Каджаранской фабрики.
3, 6—9 — см. рис. 66

Крупность максимального куска руды 1200 *мм*. Фабрика введена в эксплуатацию в 1952 г. Руда добывается открытым способом и на расстояние 1,5 *км* доставляется на фабрику автосамосвалами.

Электроэнергия подается от местной ТЭЦ. Источником водоснабжения служат подземные воды в долинах рек Соры и Бюры.

Технологическая схема обогащения (рис. 68) включает дробление руды в три

Рис. 68. Технологическая схема обогащения Сорской фабрики



стадии с замкнутым циклом в последней стадии, одностадиальное измельчение, коллективную флотацию, селекцию и доводку молибденовых и медных черновых концентратов.

Из руды извлекается 88,75% сульфидного молибдена и 42% меди при содержании молибдена 48% и меди 15,3% в соответствующих концентратах.

Характеристика крупности проб продуктов дробления Сорской фабрики приведена в табл. 85. Характеристика пробы отвальных хвостов — в табл. 86, реагентный режим — в табл. 87.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Сорской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	18,0
Вода, *м*³	2,5
Шары, *кг*	1,559
Футеровка, *кг*	0,156
Фильтроткань, *м*²	0,0001

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 93,6%.

Отвальные хвосты насосами 12 Гр-8 транспортируются в хвостохранилище, расположенное в непосредственной близости от фабрики.

Осветленные воды возвращаются в процесс обогащения.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 69.

В дальнейшем предусматривается внедрение разработанной и прошедшей промышленные испытания медно-сульфитной технологии при разделении медно-молибденового концентрата.

Таблица 85

Характеристика крупности проб продуктов дробления Сорской фабрики

Класс, *мм*	Выход, %			
	дробленая руда			просев грохотов 172-Гр
	I стадии	II стадии	III стадии	
+150	6,4	—	—	—
−150 +100	24,5	—	—	—
−100 +75	20,0	6,4	—	—
−75 +50	10,6	25,9	—	—
−50 +30	15,0	28,5	7,5	—
−30 +25	3,8	5,7	9,7	—
−25 +20	3,1	5,3	20,8	4,0
−20 +15	2,1	4,0	22,3	21,3
−15 +7	6,6	8,9	24,4	34,8
−7 +3	5,6	6,8	7,7	21,4
−3 +1	1,8	4,3	3,2	9,7
−1 +0	0,5	4,2	4,4	8,8

Разработана технологическая схема гидрометаллургической переработки хвостов доводки методом электрохимического окисления сульфидного молибдена и последующего содового выщелачивания с включением ионообменного процесса и выдачей готового парамолибдата аммония.

По проекту расширения и реконструкции фабрики намечается строительство нового дробильного комплекса, расширение измельчительного передела, а также строительство нового корпуса сгущения и фильтрования.

Таблица 86

Характеристика пробы отвальных хвостов Сорской фабрики

Класс, *мм*	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
		Mo	Cu	Mo	Cu
−0,42 +0,35	14,6	0,015	0,068	39,2	13,8
−0,35 +0,2	21,6	0,0085	0,023	32,2	6,8
−0,2 +0,15	9,2	0,0045	0,022	7,1	2,7
−0,15 +0,074	17,7	0,003	0,069	8,9	16,9
−0,074 +0,05	6,1	0,003	0,066	3,6	5,6
−0,05 +0	30,8	0,0015	0,127	9,0	54,2
−0,42 +0	100,0	0,0056	0,0722	100,0	100,0

Таблица 87

Реагентный режим Сорской фабрики

Операция	pH, известь	Расход реагентов на 1 т руды, г							
		терпинеол	сернистый натрий	ксантогенат бутиловый	керосин	жидкое стекло	Т-66	цинковый купорос	цианистый натрий
Измельчение	—	—	—	—	0—20	—	—	—	—
Флотация коллективная:									
основная	До pH = 8,5 ÷ 9,5	10	50—80	0,8—2	40—60	40—55	—	7	10
контрольная	—	—	5—8	0,8—2	25—40	—	40	—	—
перечистная (I и II)	До pH = 9,5 ÷ 11	—	—	—	10—15	10—15	—	—	—
Контактирование	—	—	До 1,8 (3) г/л	—	По процессу	100	—	—	—
Флотация селективная:									
основная молибденовая	—	—	До 1,8 (3) г/л	—	—	—	—	—	—
контрольная (I и II)	—	—	До 0,8 (1,5) г/л	—	До 40	60	—	—	—
перечистная молибденового концентрата (I и II)	—	—	До 2 (3) г/л	—	—	—	—	—	—
Доизмельчение чернового концентрата, флотация перечистная (I и II)	—	—	—	—	—	150	—	—	—
Флотация перечистная молибденового концентрата (III—VIII)	—	—	До 2 (3) г/л	—	—	50	—	—	—
Контактирование	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Флотация медная:									
основная	До pH = 11 ÷ 12,5	—	До 1 г/л	22—26	—	—	—	—	—
контрольная	—	—	До 1 г/л	15	—	—	22	—	—
Расход по режиму (условно для аналогичных руд)	950 г/т	10	340	4	100	75	43	7	10

Примечание. Расход жидкого стекла в цикле селективной флотации приведен на 1 т коллективного концентрата и ксантогената в цикле медной флотации на 1 т медного концентрата.

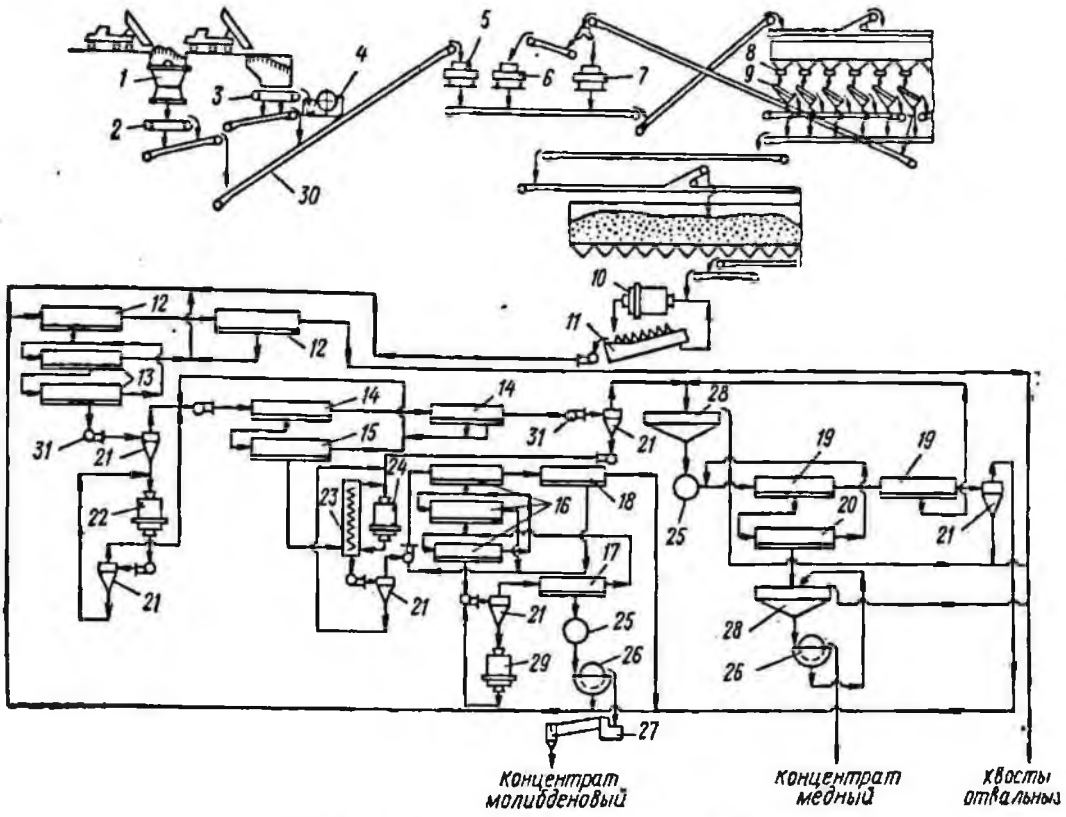


Рис. 69. Схема цепи аппаратов Сорской фабрики:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1200; *2* — пластинчатый питатель 2-24-90; *3* — то же, 2-18-90; *4* — щековая дробилка 1200×1500; ; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *7* — то же, мелкого дробления 2100 *мм*; *8* — электровибрационный питатель шириной 1200 *мм*; *9* — инерционный грохот 1500 × 3000 *мм*; *10* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200×3100; *11* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *12* — механические флотационные машины ФМР-25 для основной и контрольной коллективной флотации; *13* — то же, для I и II перечистной флотации коллективного концентрата; *14* — механические флотационные машины М-4 для основной, I и II контрольной молибденовой флотации; *15* — то же, для I и II перечистной флотации чернового молибденового концентрата; *16* — механические флотационные машины ФМР-4 для III-V перечистной флотации; *17* — то же, для VI—VIII перечистной флотации; *18* — то же, для контрольной и III перечистной флотации; *19* — механические флотационные машины М-4 для основной и контрольной медной флотации; *20* — то же, для I и II перечистной флотации чернового медного концентрата; *21* — гидроциклоны; *22* — шаровая мельница с решеткой МШР-1200 × 1200; *23* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-10; *24* — шаровая мельница с решеткой МШР-1500 × 1600; *25* — контактный чан; *26* — дисковые вакуум-фильтры, диаметр диска 2500 *мм*; *27* — электрическая сушильная печь; *28* — сгуститель с центральным приводом Ц-12; *29* — шаровая мельница с решеткой МШР-900 × 900; *30* — ленточный конвейер; *31* — песковый насос

Глава VI

Фабрики для обогащения оловянных руд

§ 13. Краткая характеристика оловянных руд СССР

Среди оловянных руд выделяются следующие промышленные типы:

1) руды коренных месторождений — сульфидно-касситеритовые (жильные и штокверковые); силикатно-касситеритовые (жильные и штокверковые), кварцево-касситеритовые (жильные и штокверковые), пегматитовые, скарновые;

2) руды россыпных месторождений.

Наиболее распространенными типами оловянных руд являются силикатно-касситеритовые (63%), сульфидно-касситеритовые (24%) и кварцево-касситеритовые (9%).

Запасы россыпных руд составляют около 2—3%, а пегматитовых и скарновых весьма незначительные.

Сульфидно-касситеритовые и силикатно-касситеритовые руды имеют между собой много общего, различие заключается лишь в количестве сульфидов и железистых.

силикатов (хлорита и турмалина). Для сульфидно-касситеритовых руд характерно преобладание сульфидов над остальными рудными, а иногда и жильными минералами. Общее количество сульфидов в руде может достигать 90%. Наиболее широко распространены следующие сульфидные минералы: пирротин, пирит, арсенопирит, галенит, сфалерит, станнин. При высоком содержании станнина и преобладании его над касситеритом оловянные руды могут оказаться непромышленными. В меньшей степени распространены халькопирит, блеклые руды, серебросодержащие, висмутовые, сурьмяные и другие минералы. В зависимости от количественного соотношения различных минералов сульфидные руды делятся на собственно оловянные и олово-свинцово-цинковые, в которых олово содержится наряду с промышленными количествами свинца, цинка, иногда серебра.

Силикатно-касситеритовые (хлорито-турмалино-касситеритовые) руды характеризуются наличием значительного количества железистых силикатов — хлорита и турмалина. Наряду с ними встречаются арсенопирит, пирротин, пирит, халькопирит; станнин распространен в небольших количествах. Общее содержание сульфидов в этих рудах невелико.

Руды обоих типов по размеру вкрапленности касситерита относятся к тонко- (0,01—0,1 *мм*) и мелковкрапленным (0,1—1 *мм*). В мелковкрапленных рудах зерна касситерита менее 0,1 *мм* часто образуют сростки (агрегаты), размеры которых достигают 1 *мм*.

Сульфидно-касситеритовые руды перерабатываются на Краснореченской, Эгехайской и Солнечной обогатительных фабриках, силикатно-касситеритовые — на Хрустальненской и Валькумейской, силикатно-касситеритовые руды встречаются также на Депутатском месторождении.

Кварцево-касситеритовые руды обычно являются средне- и крупновкрапленными. Минеральный состав их относительно прост — преобладает кварц (в некоторых случаях много полевого шпата), в заметном количестве присутствует мусковит. Из рудных минералов, кроме касситерита, обычно присутствуют вольфрамит и арсенопирит, более редки — берилл, минералы ниобия и тантала. В околожильных грейзенах, помимо перечисленных минералов, развиты топаз, флюорит, цинвальдит, самородный висмут и др.

§ 14. Фабрики для обогащения коренных оловянных руд

Солнечная фабрика (Хабаровский край)

Сырьевой базой фабрики являются в основном сульфидно-касситеритовые (первичные и окисленные) руды Солнечного месторождения. Руды имеют сложный минеральный состав и характеризуются высоким содержанием сульфидов (железа, мышьяка, свинца и др.), турмалина, олова в сульфидной форме (до 25% общего), неравномерной, преимущественно тонкой, вкрапленностью касситерита (от эмульсионной до 0,4 *мм*). Преобладает вкрапленность касситерита 0,05—0,1 *мм*.

Основные рудные минералы представлены касситеритом, галенитом (1,5—2%) станнином, халькопиритом, пирротином (4—5%), пиритом (2,5—3%), гидроокислами железа (1,5—2%); нерудные — кварцем (52—56%), турмалином (33—35%), карбонатами, серицитом.

Руды месторождения комплексные, в них кроме олова в значительных количествах присутствуют медь, свинец, цинк, вольфрам.

Минеральный состав концентрата приведен в табл. 88.

Влажность руды 4—5%, коэффициент крепости 11—15.

Месторождение отрабатывается открытым способом. Руда из карьера на фабрику доставляется автосамосвалами. Крупность

Таблица 88

Минеральный состав пробы гравитационного пескового концентрата

Продукт	Содержание, %								
	касситерита	пирротина	пирита	арсенопирита	галенита	сростков сульфидов	кварца	кварц-турмалиновой породы	гидроокислов железа
Концентрат	22	1,5—3	15	3—5	0,4	1—2	24—26	12—16	3—4

максимального куска добываемой руды 600—700 *мм*.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1963 г.

Главный корпус фабрики работает 330 дней в году по непрерывной рабочей неделе по 8 *ч* в смену. Отделения крупного, среднего и мелкого дробления работают в соответствии с работой рудника также по непрерывной рабочей неделе 307 дней в году по 6 *ч* в смену. Сушильное отделение работает 330 дней в году в 4 смены по 6 *ч*.

Электроэнергия на фабрику подается от районной ТЭЦ.

Источником водоснабжения служат воды р. Силинки.

Технологическая схема обогащения (рис. 70) включает трехстадиальное дробление руды от 700 до 12 *мм* в замкнутом цикле в последней стадии и измельчение в три стадии. В I стадии установлены стержневые мельницы в замкнутом цикле с грохотами, во II и III стадиях — шаровые мельницы в открытом цикле. Стадиальное гравитационное обогащение руды крупностью —2 *мм* в основном производится на концентрационных столах с предварительной классификацией руды в гидравлических классификаторах.

Характеристика крупности пробы дробленой и измельченной руды Солнечной фабрики приведена в табл. 89.

Для доводки черновых песковых концентратов применяется флотогравитация. Черновые шламовые концентраты подвергаются флотации с целью извлечения из них сульфидов и последующей концентрации на столах камерного продукта для получения кондиционных оловянных концентратов.

Готовой продукцией является оловянный песковый и шламовый концентраты, направляемые на дальнейшую переработку на оловозавод. На фабрике получают концентраты, содержащие 17% олова при извлечении 59,4%.

Характеристика пробы отвальных хвостов Солнечной фабрики приведена в табл. 90.

На Солнечном горнообогатительном комбинате (Центральная фабрика) осваивается процесс флотации касситерита из шламов гравитационного обогащения руд с получением флотационных концентратов, содержащих 8—10% олова при извлечении до 10% от руды.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Солнечной фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	64,3
Вода, *м*³	11,7
Шары, стержни, футеровка, *кг*	2,54

Таблица 89

Характеристика крупности пробы дробленой и измельченной руды Солнечной фабрики

Класс, *мм*	Выход, %			
	дробленая руда	измельченная руда		
		I стадии	II стадии	III стадии
+10	7,1	—	—	—
—10 +5	41,7	—	—	—
—5 +3	23,1	—	—	—
—3 +2	5,2	5,0	—	—
—2 +1	5,2	22,3	1,5	—
—1 +0,5	3,3	19,1	9,2	—
—0,5 +0,2	2,7	13,6	13,3	37,6
—0,2 +0,074	3,9	14,6	48,8	36,2
—0,074 +0,04	—	4,4	4,5	3,4
—0,04 +0,018	—	4,5	4,9	4,8
—0,018 +0	7,8	16,5	17,8	18,0

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 88,7%.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 71.

Высокая твердость и абразивность перерабатываемых руд обусловливает применение специальных покрытий концентрационных столов, гуммирования гидроциклонов, а также применение резиновых футеровок для мельниц.

Хвосты фабрики насосами по пульповоду диаметром 325 *мм* и длиной 430 *м* транспортируются в зумпф-распределитель,

Таблица 90

Характеристика пробы отвальных хвостов Солнечной фабрики

Класс, *мм*	Выход, %	Содержание Sn, %	Распределение Sn, %
—0,25+0,2	7,4	0,16	5,1
—0,2+0,1	15,4	0,14	9,4
—0,1+0,074	21,7	0,16	15,1
—0,074+0,040	27,2	0,34	40,2
—0,040+0,18	14,4	0,24	15,0
—0,018+0	13,9	0,25	15,2
—25+0	100,0	0,23	100,0

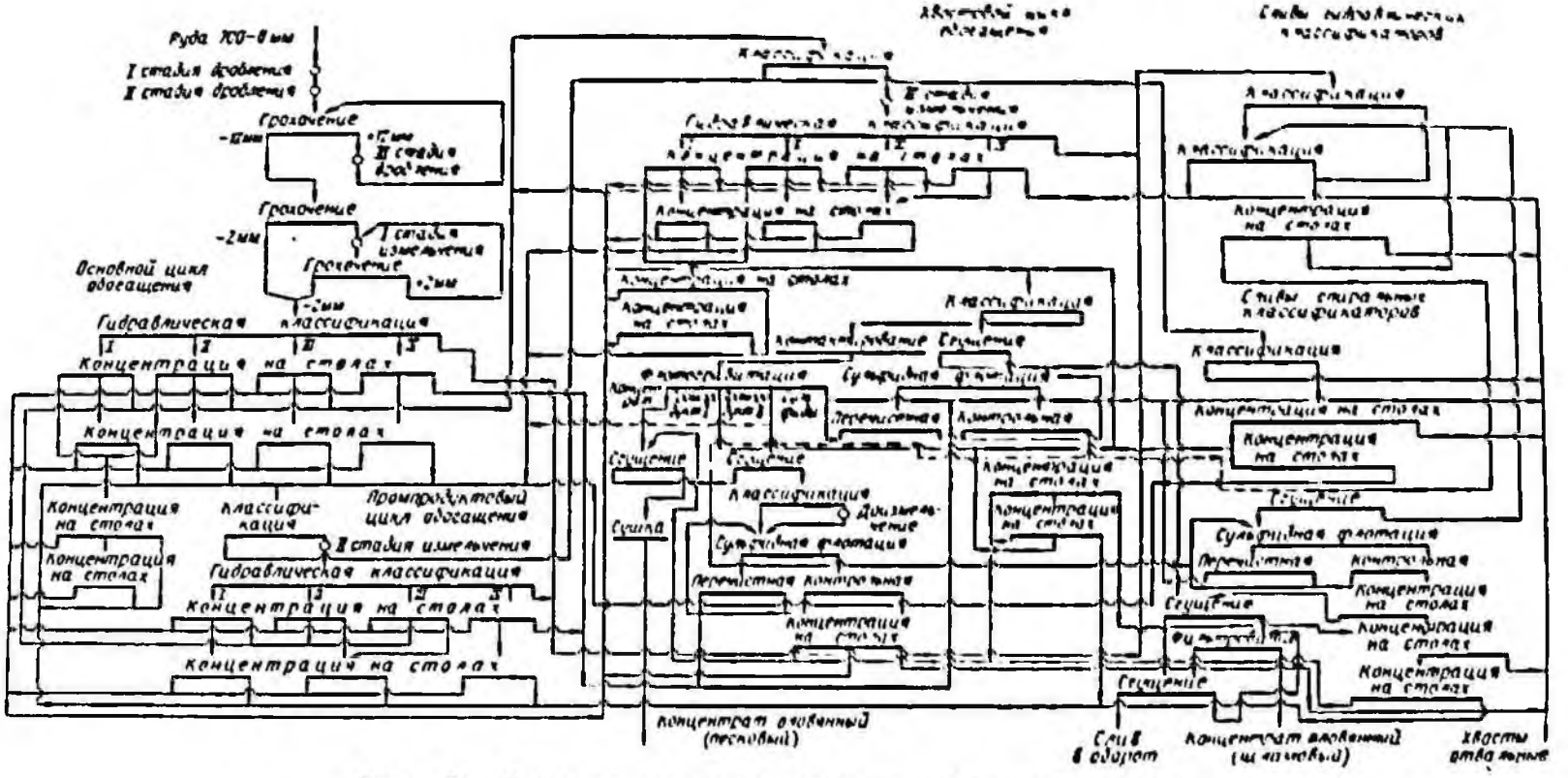


Рис. 70. Технологическая схема обогащения Солнечной фабрики

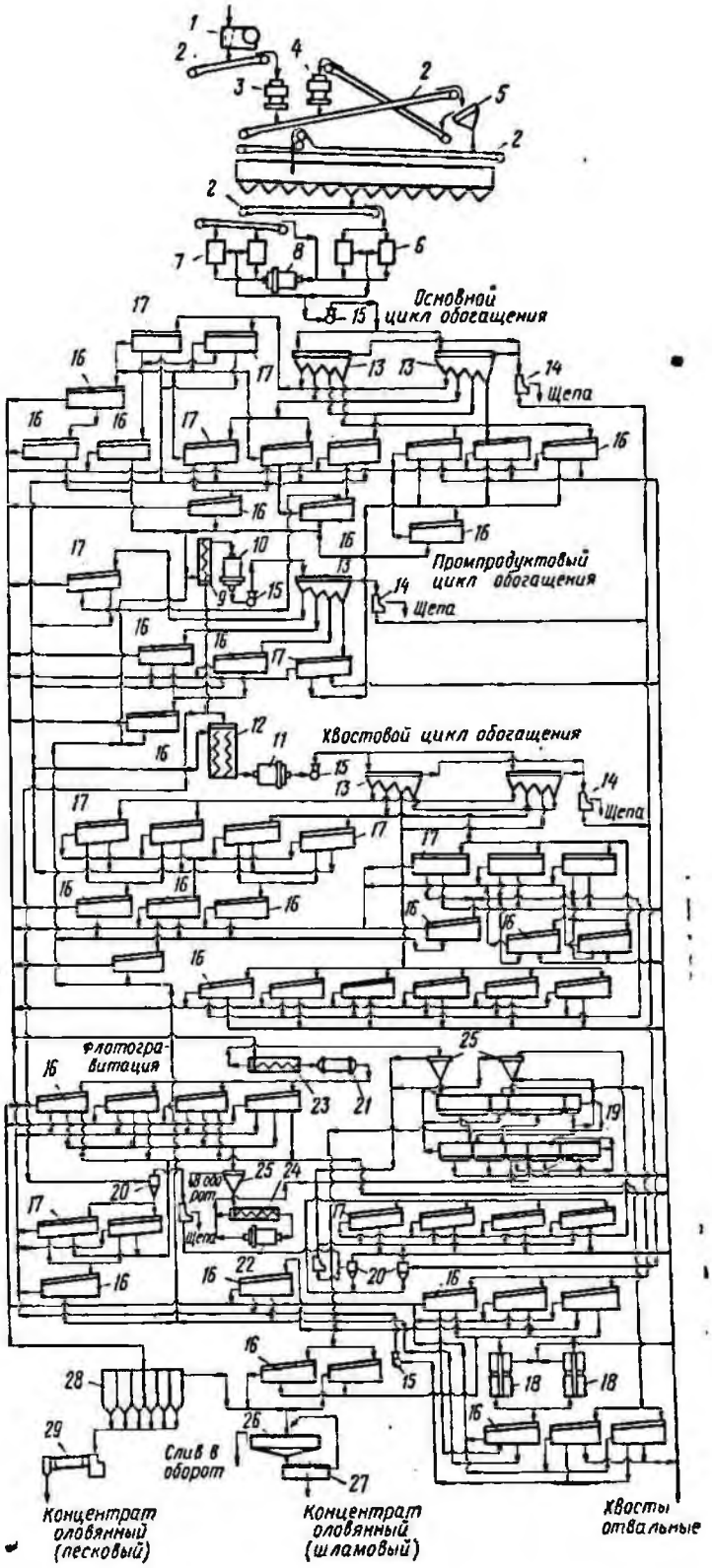


Рис. 71. Схема цепи аппаратов Солнечной фабрики:

1 — щековая дробилка 900 × × 1200 *мм*; *2* — ленточный конвейер; *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1750; *4* — то же, мелкого дробления КМД-2200; *5* — вибрационный грохот 1250 × × 4000 *мм*; *6* — то же, 1250 × × 2500 *мм*; *7* — то же, 1500 × × 3000 *мм*; *8* — стержневая мельница МСЦ-2100 × 3000; *9* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-15; *10* — шаровая мельница с решеткой МШР-2100 × 1500; *11* — то же, МШР-2100 × 3000; *12* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-12; *13* — гидравлические классификаторы КГ-4с; *14* — дуговые грохоты; *15* — насосы; *16* — концентрационные столы СКМ-1; *17* — то же, СК-22; *18* — то же, СКП-20, *19* — механическая флотационная машина ФМР-10 для сульфидной флотации; *20* — гидроциклоны; *21* — контактный барабан; *22* — шаровая мельница МШР-1200 × 1200; *23* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-12; *24* — то же, 1КСН-10; *25* — конус; *26* — сгуститель с центральным приводом, диаметром 3,5 *м*; *27* — дисковый фильтр с диском, диаметром 2500 *мм*; *28* — обезвоживающие бункера; *29* — сушильная печь

откуда самотеком по фанерным трубам диаметром 300 *мм* и длиной 290 *м* направляются в хвостохранилище. Наращивание дамбы хвостохранилища осуществляется «зенитным» способом: осветленная вода по двум водоводам возвращается в процесс, излишек оборотной воды сбрасывается в р. Силинку.

Фабрика № 1 Хрустальненского ГОКа (Приморский край)

Фабрика перерабатывает силикатно-касситеритовые руды Лифудзинского, Хрустального, Верхне-Кенцухинского и Верхнего месторождений, а также оловянно-полиметаллические руды Силинского месторождения. Подготавливается к эксплуатации Арсеньевское месторождение. Рудные тела месторождений представлены жилами, оруденелыми зонами и штокверками. Среди вмещающих пород преобладают песчаники и алевролиты.

По обогатимости руды подразделяются на легкообогатимые (извлечение олова в концентрат 75—80%) и труднообогатимые (извлечение 55—60%). К легкообогатимым относятся руды месторождений Хрустального, Силинского, жилы Лифудзинского и часть жил Верхне-Кенцухинского, к труднообогатимым — штокверковые руды Верхнего и Лифудзинского месторождений. Удельный вес различных типов руд в общей переработке на фабрике приведен в табл. 91. Основные рудные минералы представлены касситеритом, арсенопиритом, халькопиритом, пирротином, нерудные — кварцем, хлоритом, турмалином.

Таблица 91

Удельный вес различных типов руд в общей переработке на фабрике № 1 Хрустальненского ГОКа

Руда	Доля в переработке, %
Легкообогатимая	45,5
В том числе:	
Хрустального месторождения (рудник «Хрустальный»)	12,0
Силинского месторождения (рудник «Хрустальный»)	13,8
Лифудзинского месторождения (жильные, рудник «Центральный»)	19,3
Верхне-Кенцухинского месторождения (рудник «Высокогорский»)	0,4
Труднообогатимая	54,5
В том числе:	
Лифудзинского месторождения (штокверковые, рудник «Центральный») . .	40,0
Верхнего месторождения (рудник «Юбилейный»)	11,0
Верхне-Кенцухинского месторождения (рудник «Высокогорский»)	0,5
Арсеньевского месторождения (попутная добыча)	3,0

В рудах Верхнего месторождения преобладает касситерит крупностью 0,01—0,05 *мм*, Силинского 0,2—0,5 *мм*, Хрустального 0,15—1 *мм*, Лифудзинского (жильные руды) 0,05—2 *мм*.

Плотность руды 2,7 *т/м*^{3}, коэффициент крепости 10—12, влажность 4—5%.

Месторождения отрабатываются подземным способом. Крупность максимальных кусков руды 400 *мм*.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1948 г., в дальнейшем она была расширена и реконструирована.

Руда на фабрику доставляется с рудников «Хрустальный» и «Силинский» автотранспортом, с Центрального рудника — по канатной дороге и автотранспортом.

Главный корпус фабрики работает непрерывно в три смены по 8 *ч*.

Электроэнергией фабрика обеспечивается от Сучанской ГРЭС. Водоснабжение осуществляется из-под русловых вод малых рек, протекающих вблизи. На фабрике используется также оборотная вода.

Технологическая схема обогащения (рис. 72) включает три стадии дробления руды от 400 до —12 *мм* (после I стадии руда подвергается грохочению с отмывкой глинистых включений и рудной мелочи), отсадку руды —12 + 2 *мм* с последующим двухстадиальным измельчением хвостов отсадки до крупности —2 *мм*, концентрацию на столах материала гидравлической классификации, доизмельчение зернистых хвостов и промпродуктов и их обогащение на концентрационных столах. Характеристика смеси пробы дробленой руды фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа приведена в табл. 92.

Для доводки черновых зернистых концентратов применяется флотогравитация, а тонкоизмельченных — флотация (рис. 73).

Основное количество олова извлекается в классы —1 + 0,25 *мм*.

На фабрике применяется также флотация для извлечения касситерита из шламов гравитационного обогащения (см. рис. 73).

Реагентный режим флотации фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа приведен в табл. 93.

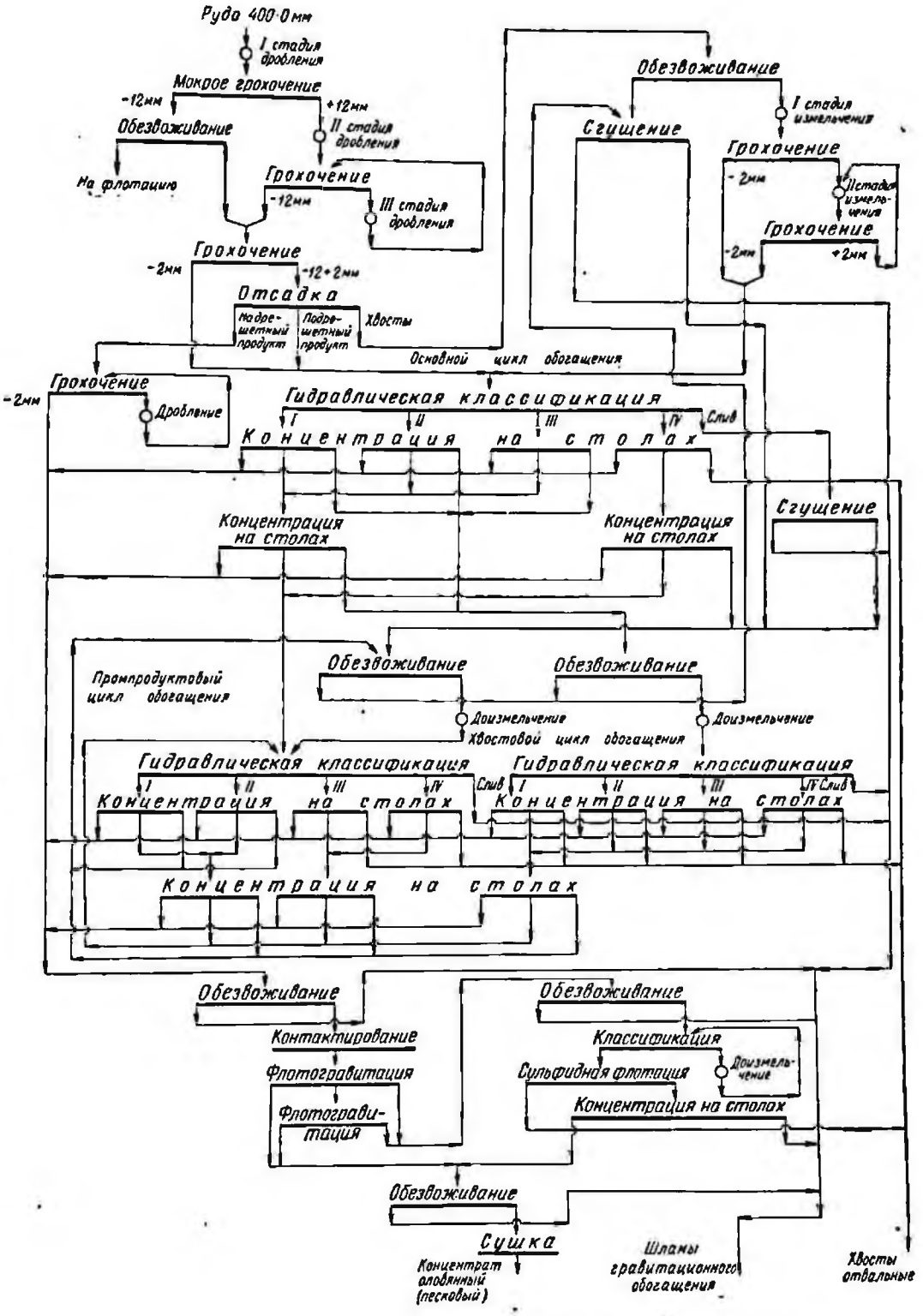


Рис. 72. Технологическая схема обогащения фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа

Таблица 92

Характеристика состава пробы гравитационной руды фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа (по классу –0,1 мм)

Класс, мм	Выход, %	Распределение олова, %
–5	1,24	0,2
–3	1,3	0,2
–2	1,24	0,2
–1	1,41	0,2
–0,5	1,39	0,4
–0,25	1,39	0,6
–0,1	1,39	16,4
–0,074	1,15	2,4
–0,05	1,23	2,7
–0,04	1,17	2,1
–0,03	1,12	1,1
–0,02	1,27	2,6
–0	5,61	4,0

Типовой хрустальный фабрики являются смешанные гравитационные (песковый ГОЛ-2, шламовый ГОШ-2) и флотационный концентраты.

Технологические показатели обогащения руды на фабрике № 1 Хрустальненского ГОКа приведены в табл. 94.

Таблица 93

Реагентный режим фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа

Операция	Расход реагентов на 1 *т* руды, *г*			
	ксантогенат бутиловый	вспениватель Т-66	вакуумный газойлевого масла	серная кислота
Флотация: сульфидная	60—88	25	—	—
основная оловянная	—	—	240	До pH = 5
контрольная	—	—	40	
перечистная (I—V)	—	—	16	До pH = = 4,2 ÷ 4,7
Расход по режиму	60—88	25	296	397

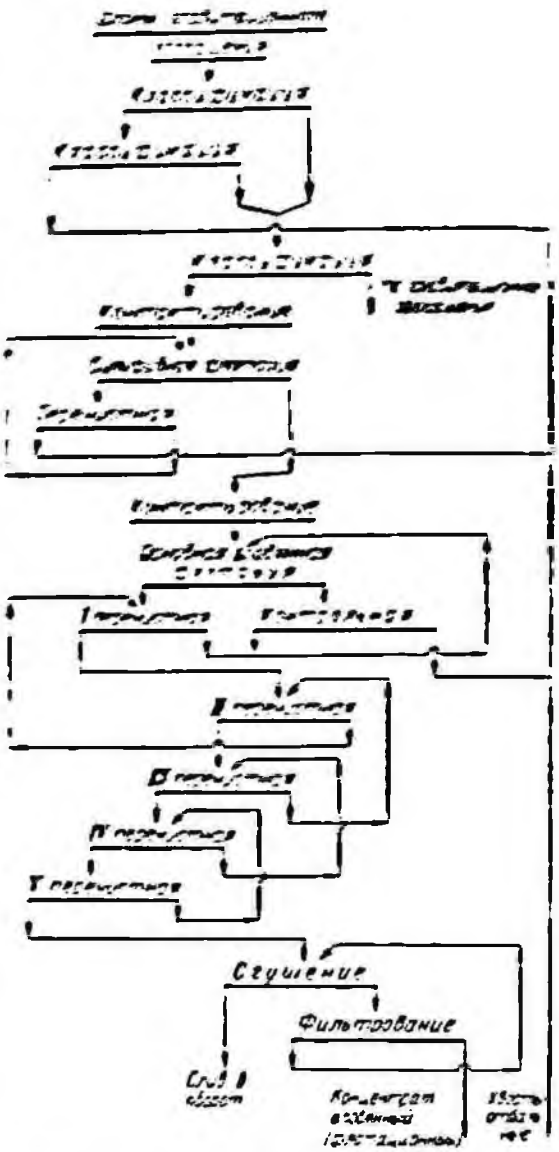


Рис. 73. Технологическая схема обогащения шламов гравитации фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа

Минеральный состав гравитационного (пескового) оловянного концентрата фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа приведен в табл. 95, характеристика проб продуктов обогащения — в табл. 96.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике № 1 Хрустальненского ГОКа на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	36,2
Вода, *м*³	16,3
Шары, *кг*	0,685
Стержни, *кг*	0,45
Футеровка, *кг*	0,202

Таблица 94

Технологические показатели обогащения руды на фабрике № 1 Хрустальненского ГОКа

Руда	Содержание олова в концентрате, %				Извлечение олова в концентрат, %		
	общем	гравитационном (песковом)	гравитационном (шламовом)	флотационном	общий	гравитационный	флотационный
Смесь	24,8	28,9	10,5	9,53	72,7	66,7	6,0

Таблица 95

Минеральный состав гравитационного (нескового) оловянного концентрата фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа

Концентрат	Содержание, %										
	касситерита	пирита	пирротина	сфалерита	халькопирита	галенита	арсенопирита	кальцита	хлорита	гидроокислов железа	кварца
Гравитационный песковый	28—34	4—5	5—7	3—4	1—2	0,1—0,2	4—5	2—6	30—32	0,3—1	16—18

Таблица 96

Характеристика проб продуктов обогащения фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа (по одному из опробований)

Класс, мм	Концентрат гравитационный (песковый)		Концентрат гравитационный (шламовый)		Отвальные хвосты	
	содержание олова, %	распределение олова, %	содержание олова, %	распределение олова, %	содержание олова, %	распределение олова, %
—8 +6	21,7	3,52	—	—	—	—
—6 +3	23,1	6,2	—	—	—	—
—3 +2	21,7	2,25	—	—	—	—
—2 +1	24,3	10,33	19,4	0,8	0,07	3,0
—1 +0,45	47,3	21,56	30,2	6,2	0,07	14,7
—0,045 +0,25	44,7	24,45	13,7	12,6	0,06	9,0
—0,25 +0,15	30,8	8,02	7,4	4,2	0,06	5,1
—0,15 +0,1	20,5	11,06	5,8	9,8	0,05	3,7
—0,1 +0,074	15,9	3,09	7,4	18,7	0,07	3,0
—0,074 +0,045	22,2	8,1	11,8	17,7	0,1	7,3
—0,045 +0	25,9	1,42	14,7	30,0	0,22	54,2

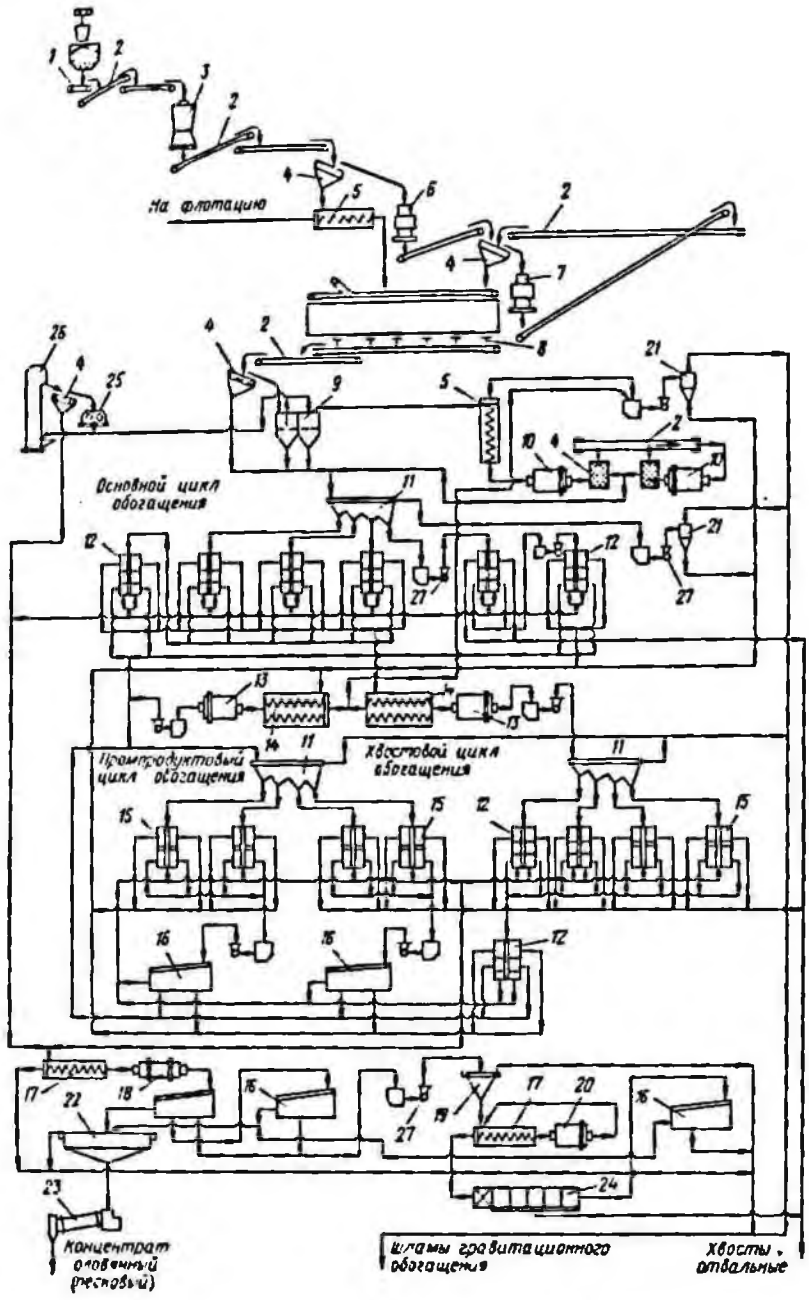


Рис. 74. Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа:

1 — пластинчатый питатель 1000 × 3000 *мм*; *2* — ленточные конвейеры; *3* — конусная дробилка крупного дробления ККД-500/75; *4* — вибрационные грохоты 1500 × 3000 *мм*; *5* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-15; *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1750; *7* — то же, мелкого дробления КМД-1750; *8* — дисковый питатель; *9* — отсадочная машина МОД-2Н; *10* — стержневые мельницы МСЦ-2100 × 3000; *11* — гидравлические классификаторы КГ-4с; *12* — концентрационные столы ЯСК-1; *13* — шаровые мельницы МШЦ-2100 × × 3000; *14* — двухспиральные классификаторы с непогруженной спиралью 2КСН-15; *15* — концентрационные столы СКП-20; *16* — то же, СКМ-1; *17* — односпиральные клас-сификаторы с непогруженной спиралью 1КСН-10; *18* — смеситель диаметром 350 *мм*; *19* — гидравлический конус диаметром 1800 *мм*; *20* — шаровая мельница с решеткой МШР-1500 × 1600; *21* — гидроциклон; *22* — отстойник; *23* — сушильная печь; *24* — механическая флотационная машина ФМР-4 для сульфидной флотации; *25* — валковая дробилка ДВГ-3М; *26* — ковшовый элеватор; *27* — песковые насосы

Коэффициент использования измельчительного оборудования составляет 90,3%.

Схемы цепи аппаратов одной из секций главного корпуса и отделения флотации касситерита из шламов гравитации показаны на рис. 74 и 75.

Особенности технологии обогащения и аппаратурного оформления схемы:

введение отмывки тонких фракций —0,2 *мм* из подрешетного продукта мокрого грохочения для улучшения показателей работы отсадочных машин и гидравлических классификаторов;

применение высокопроизводительных столов СКП-20 с малогабаритными деками для обогащения мелкозернистых продуктов;

применение касситеритовой флотации для извлечения олова из шламов гравитации (см. рис. 73).

Отвальные хвосты самотеком направляются в хвостохранилище, расположенное вблизи фабрики, по стальным трубам в две нитки, одна из которых рабочая, другая — резервная. Магистральные хвостопроводы футерованы каменным литьем.

Разрез главного корпуса фабрики показан на рис. 76.

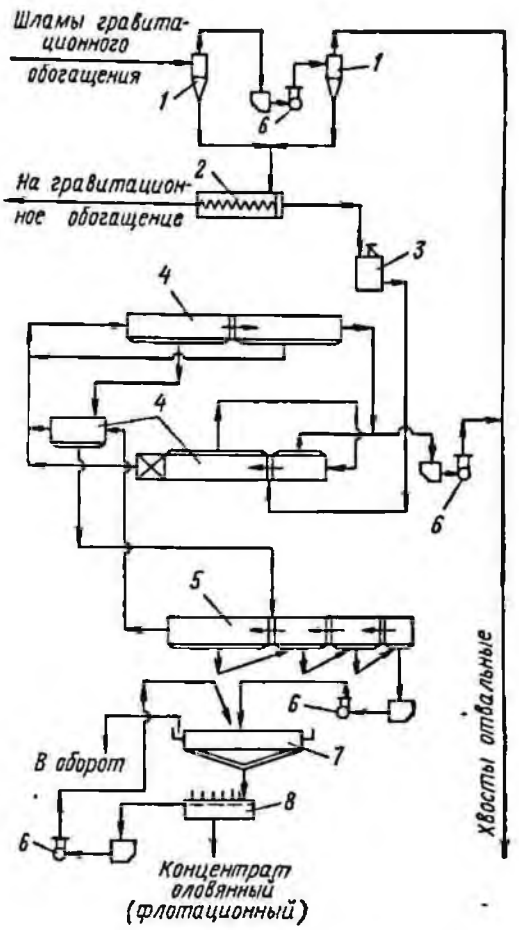


Рис. 75. Схема цепи аппаратов отделения флотации касситерита фабрики № 1 Хрустальненского ГОКа:

1 — гидроциклоны; *2* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью; 1КСН-10; *3* — контактный чан; *4* — механические флотационные машины ФМР-10 для основной сульфидной, основной оловянной и контрольной флотации; *5* — механическая флотационная машина ФМР-4 для II—V перечистной флотации; *6* — песковые насосы; *7* — сгуститель; *8* — дисковый вакуум-фильтр с диском диаметром 1800 *мм*

Шерловогорская фабрика (Читинская область)

Рудной базой фабрики является Шерловогорское месторождение штокверковых кварцево-касситерито-сульфидных руд (65% частично окисленных и 35% неокисленных). Среди неокисленных руд (нижние горизонты месторождения) развиты оловянно-полиметаллические и полиметаллические разновидности.

По обогатимости руды условно делятся на легко-, средне- и труднообогатимые.

Легкообогатимые руды приурочены к эксплозивным брекчиям кварцевых порфиров, среднеобогатимые — к слабо турмалинизированным брекчиям и кварцевым порфирам, труднообогатимые — к диоритовым порфиритам. При добыче легко- и среднеобогатимые руды объединяются вместе.

Основные рудные минералы представлены касситеритом, гидроокислами железа, галенитом, сфалеритом, арсенопиритом, пирротином, халькопиритом, пиритом, нерудные — кварцем, турмалином, полевым шпатом, серицитом, хлоритом и др. В рудах содержится значительное количество глинистого материала.

Результаты фазового анализа пробы руды верхних горизонтов Шерловогорского месторождения приведены в табл. 97.

Руды Шерловогорского месторождения характеризуются тонкой вкрапленностью касситерита (0,02—0,1 *мм*) и приуроченностью его к кварцу, турмалину и гидроокислам железа. Касситерит в рудах сильно ожелезнен и трещиноват.

Плотность руды 2,5 *т/м*^{3}, коэффициент крепости 8—12.

Отработка месторождения производится открытым способом.

Первая очередь фабрики введена в эксплуатацию в 1962 г., вторая — в 1968 г.

Руда на фабрику доставляется автосамосвалами. Крупность максимальных кусков 650—750 *мм*.

Фабрика работает 340 дней в году по непрерывной рабочей неделе.

Электроэнергией фабрика обеспечивается от Шерловогорской ТЭЦ, работающей на

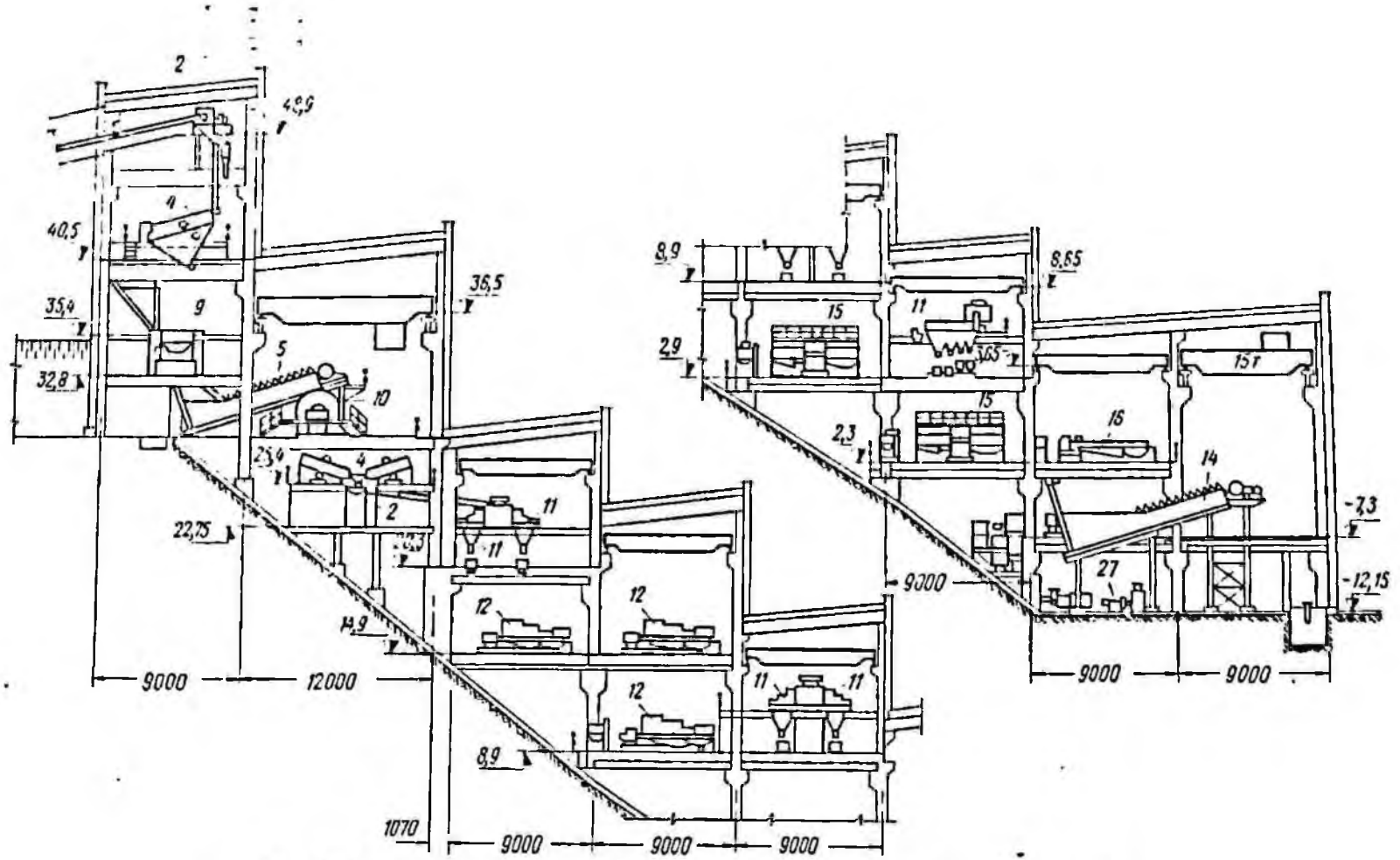


Рис. 76. Главный корпус фабрики № 1 Хрусгальненского ГОКа (одна из секций):
2, 4, 5, 9 — 12, 14—16 и 27 — см. рис. 74

Таблица 97

Результаты фазового анализа пробы руды верхних горизонтов Шерловогорского месторождения

Руда	Распределение, %						
	олово в форме			свинец в форме			
	касситерита	станнина	окисленных коллоидных соединений	англезита	церуссита	галенита	плюмбоярозита
Верхних горизонтов месторождения . .	70	30	Следы	8	77	5	10

бурых углях Хароморского месторождения.

Источником водоснабжения служат подземные воды Хароморской впадины.

Технологическая схема обогащения руд I очереди фабрики включает трехстадиальное дробление в открытом цикле и стадиальное обогащение на концентрационных столах. Для II очереди фабрики применена технологическая схема (рис. 77), состоящая из дробления руды в три стадии в открытом цикле, измельчения руды в стержневых мельницах в замкнутом цикле с грохотами, стадиального гравитационного обогащения руды крупностью —2 *мм* с применением конусных сепараторов, струйных концентраторов и винтовых шлюзов. Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Шерловогорской фабрики приведена в табл. 98. Доводка черновых концентратов осуществляется по развитой схеме на столах с доработкой хвостов и промпродуктовом цикле основной концентрации. Минеральный состав пробы гравитационного концентрата приведен в табл. 99.

Учитывая фактические особенности шерловогорских руд, в технологическую схему обогащения после I стадии дробления включена промывка руды с самостоятельным узлом обработки слива промывки (38—42% руды) по развитой схеме.

Характеристика фракций гидравлической классификации и промпродукта основного цикла обогащения приведена в табл. 100.

Шламы, образующиеся в процессе обогащения руды, подвергаются обработке флотационным способом с использованием

Таблица 98

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды Шерловогорской фабрики

Класс, *мм*	Выход, %		
	дробленая руда	измельченная руда	
		I стадии	II стадии
—25 +15	26,7	—	—
—15 +10	33,9	—	—
—10 +6	16,5	1,9	—
—6 +4	5,7	4,3	—
—4 +3	3,5	11,8	—
—3 +2	2,4	13,8	—
—2 +1,6	2,6	15,9	21,0
—1,6 +0,8	2,0	16,0	27,4
—0,8 +0,5	0,9	9,3	8,3
—0,5 +0,2	2,3	9,0	10,1
—0,2 +0,1	0,2	3,6	7,4
—0,1 +0,074	0,1	0,4	2,6
—0,074 +0	3,2	14,0	23,2

Таблица 99

Минеральный состав пробы гравитационного (пескового) концентрата

Продукт	Содержание, %									
	касситерита	галенита	сфалерита	халькопирита	арсенопирита	пирита	хлорита, турмалина	гидроокислов железа	кварца	прочих
Проба концентрата	20	3	0,15	0,25	3,6	4,5	24	27	13	4,5

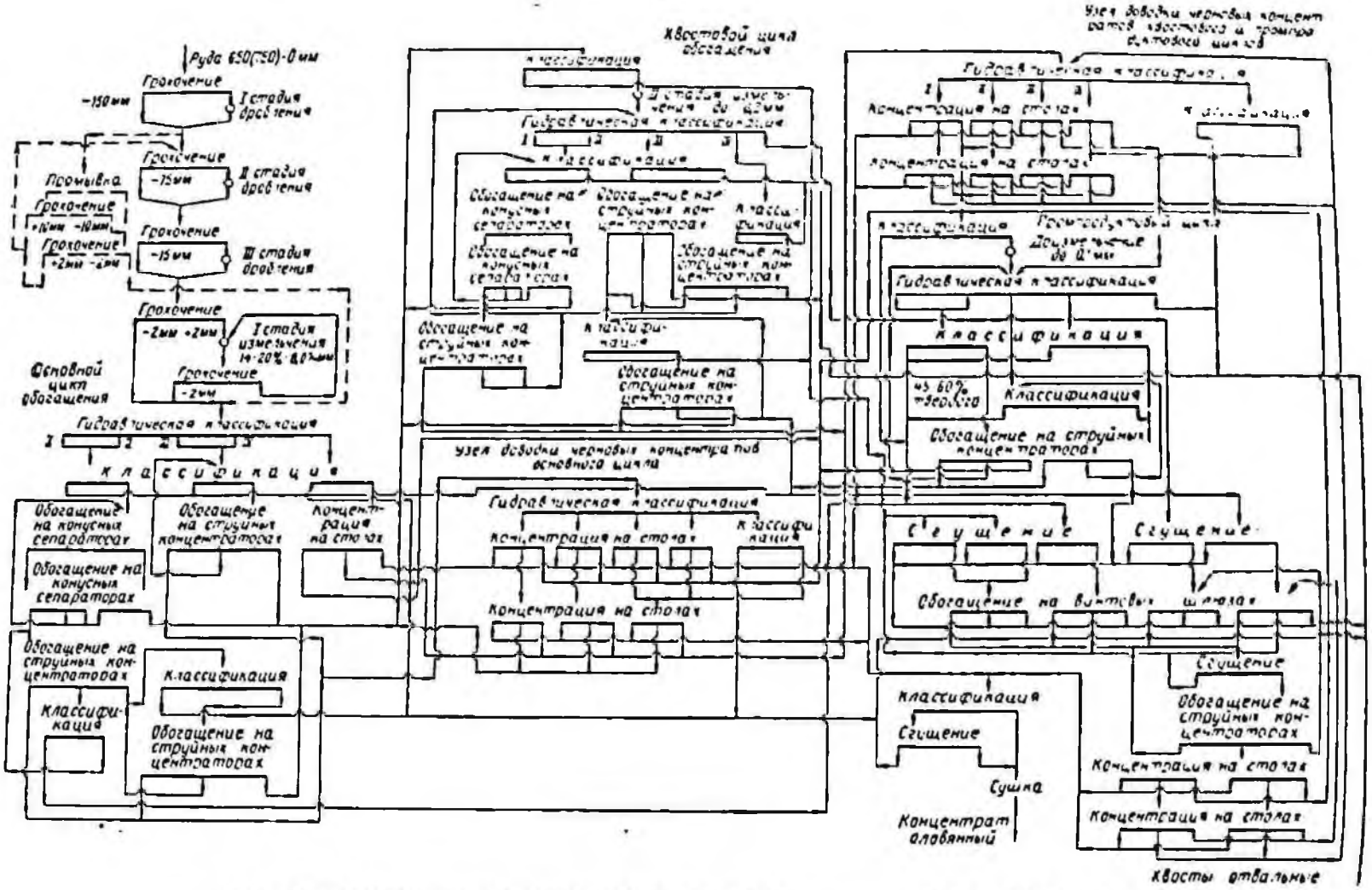


Рис. 77. Технологическая схема обогащения Шерловогорской фабрики (II очередь)

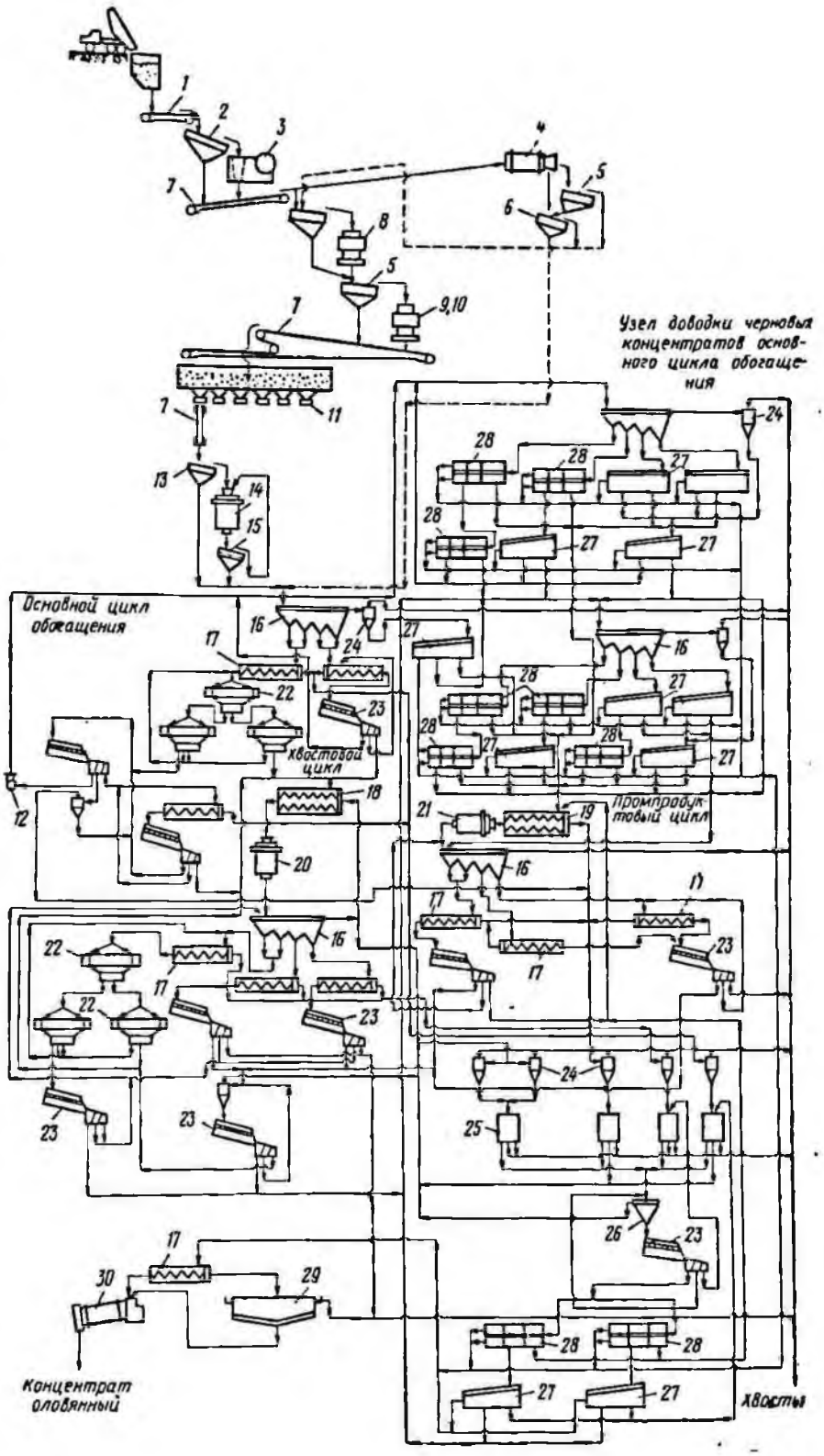


Рис. 78. Схема цепи аппаратов Шерловогорской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 9000 *мм*; *2* — колосниковый грохот; *3* — щековая дробилка 900 × 1200 *мм*; *4* — промывочный барабан 3200 × 8120 *мм*; *5* — вибрационные грохоты 1500 × 3750 *мм*; *6* — то же, 1500 × 3000 *мм*; *7* — ленточные конвейеры; *8* — конусная дробилка среднего дробления 1650 *мм*; *9* — то же, мелкого дробления 1650 *мм*; *10* — то же, мелкого дробления КМД-1750; *11* — питатель; *12* — насос; *13* — вибрационный грохот 1250 × 4000 *мм*; *14* — стержневая мельница МСЦ-2700 × 3600; *15* — вибрационный грохот 1750 × 4500 *мм*; *16* — гидравлические классификаторы КГ-4с; *17* — односпиральные классификаторы с непогруженной спиралью 1КСН-10; *18* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20; *19* — то же, 2КСН-15; *20* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 3600; *21* — то же, МШР-2100 × × 3000; *22* — конусные сепараторы СК-2м; *23* — струйные концентраторы СКГ-2; *24* — гидроциклоны; *25* — винтовой шлюз ШВ-1250; *26* — конус; *27* — концентрационные столы СКМ-1; *28* — то же, ЯСК-1; *29* — отстойник; *30* — сушильная печь

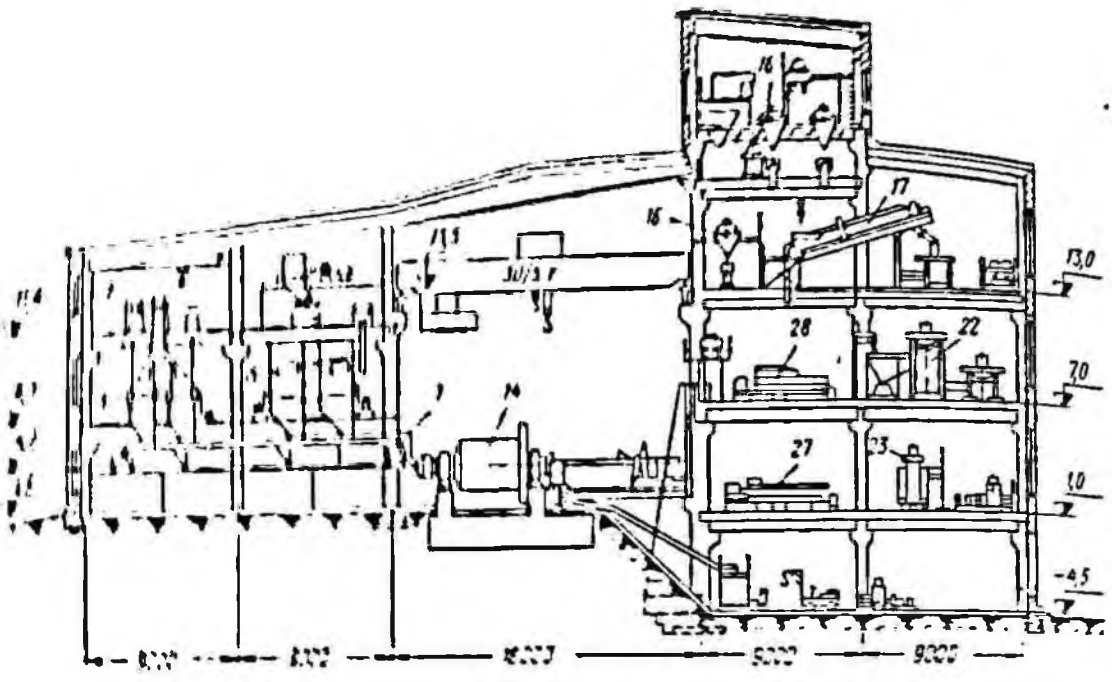


Рис. 78. Главный корпус Шерловогорской фабрики:
7, 13—17, 21, 22, 27 и 28 — см. рис. 78

Таблица 100

Характеристика фракций гидравлической классификации в промпродукта основного цикла обогащения

Класс, мм	Крупнозернистые фракции (материал I и II стадий)			Мелкозернистые фракции (материал III и IV стадий)			Сростки		
	выход, %	содержание, %	распределение, %	выход, %	содержание, %	распределение, %	выход, %	содержание, %	распределение, %
−2 +1,6	13,1	0,059	7,3	—	—	—	—	—	—
−1,6 +0,8	32,6	0,062	19,2	—	—	—	—	—	—
−0,8 +0,3	20,2	0,083	15,9	—	—	—	—	—	—
−0,3 +0,2	25,4	0,142	34,2	24,6	0,029	7,2	24,4	0,086	6,1
−0,2 +0,1	3,7	0,314	11,0	30,4	0,047	14,3	46,8	0,163	23,0
−0,1 +0,074	1,1	0,418	4,4	10,9	0,097	10,5	15,9	0,374	17,3
−0,074 +0,04	0,9	0,344	2,9	16,4	0,233	38,2			
−0,04 +0,015	1,1	0,35	3,6	6,4	0,356	22,7	12,9	1,43	53,6
−0,015 +0	1,9	0,083	1,5	11,3	0,064	7,1			
−2 +0	100,0	0,133	100,0	100,0	0,1	100,0	100,0	0,345	100,0

реагента ИМ-50 для извлечения касситерита.

На Шерловогорской фабрике получают гравитационные концентраты, содержащие 16% олова при извлечении 50%. В дальнейшем предусматривается доизвлекать флотацией 6—10% олова от руды в 9—10%-ные концентраты.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Шерловогорской фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	37,3
Вода, *м*³	14,7
В том числе оборотная, *м*³	13,2
Шары, *кг*	1,16
Стержни, *кг*	
Футеровка, *кг*	0,26

Схема цепи аппаратов Шерловогорской фабрики показана на рис. 78.

Особенности технологии обогащения и аппаратурного оформления схемы:

введение операции механической классификации для улучшения показателей работы конусных сепараторов, струйных концентраторов и концентрационных столов;

применение конусных сепараторов, струйных концентраторов, винтовых шлюзов.

Отвальные хвосты самотеком транспортируются в хвостохранилище. Наращивание дамбы осуществляется намывом хвостов «зенитным» способом. В зимний период хвосты сбрасываются под лед. До 80—90% осветленной воды хвостохранилища используется в обороте.

Разрез главного корпуса показан на рис. 79.

В настоящее время фабрика реконструируется.

Глава VII

Некоторые дополнительные данные по фабрикам цветной металлургии

Кроме справочного материала по ведущим отечественным фабрикам по обогащению руд цветных и редких металлов, ниже приводится справочный материал и по ряду других фабрик (ранее не рассмотренных), а также некоторые общие данные по фабрикам.

Некоторые сведения о физических свойствах руд и подготовке их к обогащению приведены в табл. 101.

Крупность дробленой руды, поступающей на измельчение, за последние годы несколько снизилась, однако на ряде фабрик остается еще высокой. На отдельных фабриках для медно-песчаниковых и медно-молибденовых руд максимальная крупность дробленых руд доходит до 30 *мм*, в то время как, например, 70% медно-никелевых руд дробится до —16 *мм*.

Дальнейшее применение на фабриках дробилок мелкого дробления со специальной футеровкой для тонкого дробления, а также предполагаемое внедрение схем с замкнутым циклом в последней стадии дробления будут способствовать значительному снижению крупности руды, направляемой в измельчение.

Руды, поступающие в обогащение, зачастую отличаются тонкой вкрапленностью, например медно-цинковые. Некоторые свинцово-цинковые нуждаются в тонком измельчении уже перед I стадией флотации.

На фабриках для вкрапленных медно-цинковых руд осуществляется измельчение до 60—65% класса —0,074 *мм*, сплошные руды измельчаются до 85—90% класса—0,074 *мм*, медно-песчаниковые — измельчаются обычно до 63—65% класса —0,074 *мм*.

В табл. 102 приведены технологические показатели обогащения руд, а в табл. 103 — химический состав концентратов ряда фабрик цветной металлургии.

За последние годы наблюдаются совершенствование схем и режимов обогащения на многих действующих фабриках, внедрение новых прогрессивных технологических схем, реагентных режимов и процессов обогащения, а также внедрение более производительного и качественного оборудования в процессе расширения или технического перевооружения фабрик.

В табл. 104 приведены удельные расходы флотационных реагентов на ряде предприятий цветной металлургии. Все реагенты разделены на три основных класса: собиратели, вспениватели и модификаторы.

Класс собирателей разделен на подгруппы в зависимости от применения их к различным типам перерабатываемых руд: сульфгидрильные (ксантогенаты и аэрофлоты); аполярные (керосин, углеводородные масла); олеиновая кислота и ее заменители. Класс вспенивателей разделен на две подгруппы: спиртовые (Т-66, ОПСБ, ВВ-2 и др.); сосновое масло, флотомасло, терпineол. В классе модификаторов выделены реагенты, наиболее характерные для того или иного типа руд.

Графа «прочие» включает как регуляторы среды, не вошедшие в поименованные в отдельных графах, так и те реагенты, которые применяются для гидрометаллургической доводки промпродуктов и

Таблица 101

Некоторые физические свойства руд и параметры подготовки их к обогащению на ряде фабрик (ранее не рассмотренных)

Руда	Фабрика	Плотность, т/м³	Коэффициент крепости	Влажность, %	Крупность		Коэффициент использования мельницы, %
					максимального куска дробленой руды, мм	конечная измельчения, % по классу −0,074 мм	
Медно-цинковая	Бурибаевская	3,9–4	12–16	—	20–25	75–82	—
	Карабашская	4,4	6–10	4	20–25	82–84	84,2
	Кировградская	2,8	10–15	5–6	20–25	55–60	94,87
		—	12–16	—	—	70	—
	Красноуральская	3,2	10–18	5–3,5	25–30	60–70	91,88
	Среднеуральская	4,2	12–14	3	10–12	90–92	96,5
	Урупская	—	8–15	—	25	82–85	—
Медно-никелевая	Фабрика № 2 Печенганикель	2,9	10–14	3,1	15–20	70	93,3
Медно-свинцово-цинковая	Белоусовская	3,2	13–15	5	25–30	53	91,6
	Березовская	3,4	12–14	5	15	88	88,3
	Кансайская	3,45	8–10	5	25	65	87,2
	Мизурская	2,7	4–6	6–8	15–20	60–70	91,6
	Сумсарская	2,87	8–10	—	30	60	91,0
Свинцово-цинковая и цинковая	Апрасмапская	2,7	10–15	4–4,5	—	—	88,05
	Анзасальская	2,6–3	6–7	5	20	60–63	85,0
	Байджансайская	2,8	12–14	5	25	75–80	90,0
			10–12	—			
	Благодатская	—	8	—	20	75–80	—
	Каламинская	2,8	7–8	—	20	60–70	—
	Квайсинская	2,8	8–10	—	20	60	89,8
	Кличкинская	—	8	—	30	60–65	—
	Консуйская	2,9	7–18	—	15	85–90	—
	Текелийская	3,0	10–12	5–6	25	85	—
Свинцово-цинковая с баритом	Салаирская	3,1	4–8	5	25	58–65	92,0
Свинцово-цинковая с оловом	Краснореченская	3	6–10	3–16	12	100	86,7
Вольфрамовая	Джидинская	2,65	—	8	12	37	89,3
	Джилаусская	2,7–2,8	8–10	0,2–3,5	12	55	—
			12–15				
	Вигичкинская	3,05	10–16	3	14	55–63	—
Вольфрамомолибденовая	Ачхатауская	2,6–2,75	8–10	5	12	50–52	—
	Джамбульская (Ачхатауская № 2)	2,58–2,65	10–15	—	15	50–52	—
	Кайтпасская	2,7	10–15	3	15	—	—
	Чорух-Дайронская	2,7–3	8–12	6,14	16–20	55–60	—
Молибденовая	Джелтинская	—	—	8–9	30	53–56	95,8
	Джидинская	2,6–2,75	—	3–5	30	45	90,2
	Шахтаминская	—	—	5	40	67	—
Оловянная коренная	Балькумейская	—	10–12	—	3	0,2	94,0
	Дальняя	—	—	—	30	0,5	—
	Пультинская	2,6–2,7	14–16	1–1,5	16	0,2	—
	Омсукчанская	2,7–2,8	7,5–8	2,5–5	10	0,4	—
	Таскпая	—	—	—	30	0,2	87,8
	Хинганская	2,7–2,8	8–10	—	12	—	—

Таблица 102

Технологические показатели обогащения руд на ряде фабрик цветной металлургии (ранее не рассмотренных), %

Руда	Фабрика	Содержание в одноименном концентрате	Извлечение в одноименный концентрат	Содержание в одноименном концентрате	Извлечение в одноименный концентрат
		Cu		Zn	
Медно-цинковая	Бурибаевская	15,2—15,6	94,4—94,7	—	—
	Карабашская	17,9—18,4	89,0—89,1	51,9—55,4	63,1—64,1
	Кировградская	15,0—15,9	87,4—88,3	—	—
	Красноуральская	15,6—17,6	74,5—75,5	48,0—48,5	58,3—59,3
	Среднеуральская	13,0—13,4	78,7—79,5	49,2—49,6	54,1—56,0
	Урупская	15,7—15,8	80,9—82,0	—	—
		Cu		Ni	
Медно-никелевая	Фабрика № 2 Печенганикель	2,8—3,3	86,5—86,7	4,3—4,5	75,4—78,6
		Pb		Zn	
Медно-свинцово-цинковая	Белоусовская	57,7—60,1	78,9—79,6	50,7—51,3	81,0—83,4
	Березовская	38,6—40,4	75,1—75,4	43,3—44,3	70,3—74,9
	Кансайская	51,1—55,8	82,2—82,5	47,2—47,3	83,9—85,2
	Мизурская	64,2—69,5	83,6—85,1	49,2—51,3	84,4—87,6
	Сумсарская	62,9—64,0	83,9—85,0	49,2—53,1	51,7—60,0
Свинцово-цинковая и свинцовая	Адрасманская	42,1—43,3	82,1—84,6	—	—
	Акатуевская	54,4—55,2	88,0—88,6	49,7—50,2	83,5—84,3
	Акджальская	60,6—62,5	82,4—82,7	51,4—52,3	77,6—79,0
	Байджансайская	45,9—46,3	87,2—87,9	50,7—51,4	73,4—79,0
	Благодатская	53,9—58,5	84,0—86,8	49,3—50,3	77,1—84,9
	Кадаинская	50,4—53,2	83,9—87,0	45,5—45,8	70,3—72,7
	Квайсинская	51,3—56,1	80,5—83,6	46,7—48,2	82,9—84,3
	Кличкинская	54,2—56,1	80,5—87,8	45,4—46,7	82,9—86,4
	Коксуйская	45,3—47,1	74,1—79,5	—	—
	Текелийская	59,7—60,5	75,9—76,3	54,2—54,3	82,7—84,1
	Фиагдонская	54,2—55,0	79,6—80,1	44,0—46,1	75,2—75,5
	Эльбрусская	61,4—64,9	87,7—88,3	51,1—51,5	87,4—88,1
Свинцово-цинковая с баритом	Салаирская	38,4—41,2	70,3—75,9	49,8—51,2	78,6—82,3
Свинцово-цинковая с оловом	Краснореченская	46,0—46,5	81,4—81,7	40,0—42,3	79,2—79,5
	Хапчерангинская	53,0—57,0	91,2—92,9	48,1—50,0	82,4—86,3
		WO_3		Mo	
Вольфрамовая	Джидинская (Холтосонская)	65,6—65,7	77,1—77,5	—	—
	Ингичкинская	56,2—56,3	87,5—87,6	—	—
Вольфрамомолибденовая	Акчатауская	62,3—63,7	61,0—62,2	16,7—17,3 *	82,0—83,5
	Джамбульская (Акчатауская № 2)	71,4—72,2	73,8—76,5	—	—
	Койташская	69,4—70,6	85,1—86,0	18,6—19,9 *	60,9—62,0
	Чорух-Дайронская	63,7—66,8	68,1—73,1	51,8—52,5	92,5—92,7
Молибденовая	Давендинская	—	—	17,5—18,4 *	85,9—95,4
	Джидинская (Первомайская)	—	—	50,1—51,0	75,1—75,7
	Шахтаминская	—	—	31,3—31,4 *	84,6—84,8
		Sn			
Оловянная коренная	Валькумейская	23,3—23,5	73,2—75,8		
	Дальненская	15,9—16,0	53,9—60,9		
	Ирультинская	22,4—23,4	83,3—84,6		
	Омсукчанская	23,8—24,6	69,1—69,2		
	Таежная	16,2—16,9	59,1—63,2		
	Хинганская	24,9—25,7	89,6		
	Эге-Хайская	21,0—24,3	66,9—68,7		

* Содержание молибдена в промпродукте.

Химический состав отдельных проб кон

Концентрат	Cu	Pb	Zn	Mo	Ni	Fe	S
Джезказганс							
Медный из руды:							
сульфидной (фабрика № 1)	39,5	2,54	1,2	—	—	6,1	15,3
медно-свинцовой (фабрика № 1)	28,2	5,81	4,04	—	—	5,0	13,2
сульфидной и смешанной (фабрика № 2)	36,2	1,08	0,42	—	—	5,2	11,9
окисленной (фабрика № 2)	31,0	0,34	0,15	—	—	4,9	6,7
Свинцовый (фабрика № 1)	5,7	49,0	1,45	—	—	2,4	12,2
Кафанская							
Медный	28,8	0,01	—	—	—	26,3	36,0
Алмалыкс							
Медный	18,3	—	—	0,06	—	33,5	39,5
Молибденовый продукт	8,69	—	—	39,3	—	4,64	32,1
Балхашские							
Медный	17,4	—	—	0,12	—	25,8	33,7
Молибденовый	0,27	—	—	51,3	—	1,4	33,6
»	9,8	—	—	25,7	—	5,3	24,5
Башкирская							
Медный	19,49	—	6,47	—	—	30,8	37 5
Цинковый	1,04	—	51,8	—	—	8,8	32,9
Пиритный	0,2	—	0,5	—	—	42,7	45,8
Гайская							
Медный	17,7	—	4,63	—	—	31,22	40,7
Цинковый	4,02	—	43,08	—	—	12,99	35,2
Учалинская							
Медный	16,7	1,2	0,67	—	—	35,4	39,1
Цинковый	1,4	0,21	48,0	—	—	8,8	34,2
Пиритный	0,22	0,17	0,87	—	—	42,2	44,4
Фабрика № 1							
Никелевый	3 01	—	—	—	4,54	30,2	20,4
Норильская							
Медно-никелевый коллективный	10,7	—	—	—	4,32	23,76	18,23
Никелевый	3,7	—	—	—	5,42	31,62	20,13
Медный	27,8	—	—	—	1,64	33,36	32,84

*1 В медном концентрате содержатся 0,004% F и 0,58% P, в цинковом и пиритном концентра
*2 В концентратах содержатся в незначительных количествах Se и Te.

центратов фабрик цветной металлургии

Таблица 103

	Содержание, %										
	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Mn	TiO_2	Sb	As	$BaSO_4$	WO_3	Sn
кие фабрики											
	23,7	6,2	1,55	0,7	—	—	—	—	—	—	—
	26,7	7,4	1,8	0,9	—	—	—	—	—	—	
	30,8	6,8	1,6	0,75	—	—	—	—	—	—	—
	32,8	9,5	1,55	0,9	—	—	—	—	—	—	—
	19,3	5,4	1,0	0,8	—	—	—	—	—	—	—
фабрика											
	2,9	2,9	0,28	0,48	MnO 0,02	0,25	—	—	—	—	—
кая фабрика											
	4,14	1,18	1,2	0,36	—	—	0,033	—	—	—	—
	3,86	0,76	0,95	0,9	—	—	0,012	—	—	—	—
фабрики											
	16,2	3,26	0,27	0,32	—	—	—	—	—	—	—
	3,3	1,14	0,8	0,3	—	—	—	—	—	—	—
	14,0	5,7	0,45	0,24	—	—	—	—	—	—	—
фабрика *1											
	0,5	0,18	0,69	0,3	—	—	—	0,51	—	—	
	1,2	0,37	1,02	0,19	—	—	—	0,06	—	—	—
	5,6	0,7	1,6	0,35	—	—	—	0,18	—	—	—
фабрика											
	0,48	—	—	—	—	—	—	0,1	—	—	—
	0,3	—	—	—	—	—	—	0,1	—	—	—
фабрика *2											
	0,26	0,25	0,35	0,04	—	—	—	—	—	—	—
	0,12	0,34	0,99	0,13	—	—	—	—	—	—	—
	1,23	0,5	0,04	0,03	—	—	—	—	—	—	—
комбината «Печенганикель»											
	20,2	—	1,24	9,18	—	—	—	—	—	—	—
фабрика № 1											
	21,47	6,22	2,54	8,85	—	—	—	—	—	—	—
	14,83	5,28	—	10,52	—	—	—	—	—	—	—
	1,1	1,24	—	0,97	—	—	—	—	—	—	—

тах — 0,005% F и 0,1% P.

Концентрат	Cu	Pb	Zn	Mo	Ni	Fe	S
Алмалыкская							
Свинцовый	1,3	52,9	6,63	—	—	5,8	17,81
Цинковый	1,94	1,53	54,6	—	—	3,93	32,0
Зыряновск							
Свинцовый	1,2	72,2	3,7	—	—	3,25	16,5
Цинковый	0,4	0,48	56,3	—	—	2,6	32,3
Медный	26,0	2,07	4,9	—	—	27,0	30,0
Лениногорск							
Медный из сульфидной руды:							
риддерсокольной	27,1	6,4	2,9	—	—	26,4	32,5
тишинской	27,3	6,95	6,36	—	—	25,8	31,7
Свинцовый из сульфидной руды:							
риддерсокольной	2,25	47,0	10,9	—	—	8,4	22,71
тишинской	1,55	60,6	12,0	—	—	1,3	18,07
Цинковый из сульфидной руды:							
риддерсокольной	0,88	1,62	55,9	—	—	4,6	30,91
тишинской	0,79	1,6	56	—	—	—	—
Пиритный из сульфидной руды:							
риддерсокольной	0,3	0,4	0,6	—	—	35,6	31,59
Кентауские							
Свинцовый из руды:							
миргалимсайской смешанной (КОФ № 1)	0,78	54,9	7,13	—	—	6,2	18,9
То же, сульфидной (КОФ № 2)	0,2	45,1	7,69	—	—	11,9	24,5
Карагайлинской (КОФ № 1)	1,74	50,6	9,94	—	—	3,68	18,0
Баритовый (утяжелитель) из руды:							
миргалимсайской смешанной (КОФ № 1)	Следы	0,29	0,58	—	—	2,2	13,92
то же, сульфидной (КОФ № 2)	—	0,16	0,13	—	—	0,57	12,5
карагайлинской (КОФ № 1)	Следы	0,15	0,74	—	—	1,21	13,1
Баритовый	—	0,12	0,46	—	—	0,73	13,2
Тырныаузская							
Шеелитовый	—	—	—	3,56	—	—	0,3
Молибденовый	0,146	—	—	47,65	—	—	30,0
Шеелитовый промпродукт	—	—	—	3,59	—	—	1,5
Солнечная							
Гравитационный (песковый)	0,52	0,35	0,56	—	—	12—15	9,0
Фабрика Хруста							
Гравитационный (песковый)	0,54	0,42	1,06	—	—	12,8	8,0
Флотационный (шламовый)	0,28	0,18	1,1	—	—	12,4	3,97

** В концентратах содержатся Cd, Se, Au, Ag.
** В шеелитовом концентрате и промпродукте содержатся соответственно 5,88 и 15,45% $CaCO_3$.

Продолжение табл. 103

Содержание, %										
SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Mn	TiO_2	Sb	As	$BaSO_4$	WO_3	Sn
фабрика №3										
7,77	0,86	1,93	2,89	0,12	—	0,032	0,016	—	—	—
2,68	0,63	1,23	1,12	0,27	—	0,05	0,004	—	—	—
ая фабрика										
1,3	0,5	0,65	0,5	—	—	—	—	—	—	—
1,2	0,5	0,95	0,65	—	—	—	—	—	—	—
1,2	1,75	0,4	0,7	—	—	—	—	—	—	—
ие фабрики										
0,84	—	—	—	—	—	0,83	0,49	—	—	—
0,68	—	—	—	—	—	0,11	0,12	—	—	—
1,15	—	—	—	—	—	0,076	0,069	—	—	—
0,4	—	—	—	—	—	0,05	0,065	—	—	—
1,81	—	—	—	—	—	0,021	0,07	—	—	—
2,32	—	—	—	—	—	—	0,07	—	—	—
12,7	—	—	—	—	—	0,038	0,14	—	—	—
фабрики										
1,8	1,15	3,21	1,74	0,14	—	—	—	3,3	—	—
2,0	2,51	2,16	2,45	0,15	—	—	—	—	—	—
3,6	1,13	0,59	0,29	0,02	—	—	—	5,14	—	—
1,3	0,1	3,3	2,1	0,12	—	—	—	79,3	—	—
1,0	0,19	3,53	2,48	0,18	—	—	—	84,3	—	—
2,6	0,1	0,88	0,33	0,04	—	—	—	80,6	—	—
1,8	0,16	0,79	0,25	0,03	—	—	—	5,74	—	—
фабрика №4										
0,9	0,1	3,0	0,4	—	—	—	—	—	61,94	—
5,1	0,04	0,6	—						0,42	0,087
10,0	1,7	7,0	0,7	—	—	—	0,04	—	44,41	
фабрика										
18—22	3,5—8	1—3	1,67	—	—	—	1,5		1,2	17,2
льменского ГОКа										
22,1	5,16	0,78	—	—	—	—	2,5	—	—	29,0
27,7	11,76	11,1	—	—	—	—	0,58	—	—	9,8

4,09 и 11,33% CaF_2, 0,04 — 0,509% P, в молибденовом концентрате — 0,0078% P.

Таблица

Удельный расход флотационных реагентов на ряде предприятий цветной металлургии, *г/т*

Фабрика	Собиратель: ксантогенат бутиловый / аполярный	Собиратель: аэрофлот бутиловый / олеиновая кислота и ее заменители	Вспениватели спиртовые / флотационное масло	Модификаторы: известь	Модификаторы: сернистый натрий / сульфит натрия	Модификаторы: медный купорос / цианистый натрий / цинковый купорос	Модификаторы: прочие
	Медно-цинковые колчеданные руды						
Бурибаевская	85	26	—/79	5 900	—	—	—
Карабашская	127/50*	30	5	7 400	350/150	150/680	60
Кировградская	49	6	29	5 800	166	39/454	3
Красноуральская	190	20	—/9	8 500	290/450	400/810	140
Среднеуральская: коллективная флотация	100	—	44	10 280	—	—	4
селективная флотация	286	50	—	15 100	565/79	403/1343	4
Урупская	121	—	107/—	11 300	453	310	353
	Медно-никелевые вкрапленные руды						
Печенганикель (фабрика № 2)	148	122	—	—	—	—	77
	Медно-свинцово-цинковые руды						
Белоусовская	230	—	50	2 260	110	480/530	—
Березовская	230	125	23	2 390	620	280/580	270
Кансайская	164	—	112	1 210	120	386/55/621	—
Мизурская	46	—	42	2 503	5	574/44/186	119
Сумсарская	60	—	62	—	35	100/248	—
	Свинцово-цинковые и свинцовые руды						
Адрасманская	53	—	363	—	305	—	—

* Изопропиловый ксантогенат.

Продолжение табл. 104

Фабрика	Собиратель		Вспениватели спиртовые / флотационное масло	Модификаторы			
	ксантогенат бутиловый / аполярный	аэрофлот бутиловый / олеиновая кислота и ее заменители		известь	сернистый натрий / сульфит натрия	медный купорос / цианистый натрий / цинковый купорос	прочие
Акатуевская	227	—	67	3 940	181	621/76 / 268	37
Акджальская	125	21	110	—	68	433 / 518	—
Байджансайская	230	66			970	—	310
Благодатская	253	—	107	1 216	335	718/63 / 696	200
Кадаинская	181	—	860	1 230	480	490/79 / 682	—
Квайсинская	120	—	290	—	27	570 / 1360	400
Клычкинская	100	—	366	944	13	302/68 / 94	—
Коксуйская	95	—	38	—	31	—	61
Текелийская	446	—	480 ДС	3 711	67	731/70 / 154	—
Фпагдонская	120	—	69	4 600	74	320/248 / 93	679
Эльбрусская	77	—	44 / 198	—	—	330/78 / 360	—
	Свинцово-цинковые руды						
Салаирская	51	—	70	1 688	34	206/24 / 251	1300
	Свинцово-цинковые руды с оловом						
Краснореченская	221 / 117	—	141	2 085	103	478	220+4900
Хапчерангинская	100	—	— / 80	2 180	14	505/24 / 370	60
	Вольфрамомолибденовые руды						
Акчатауский комбинат:							
Акчатауская (фабрика № 3)	120 / 350	— / 780	20	—	1200	—	—
Джамбульская (фабрика № 2)	160 / 285	—	30	—	980	—	98

Фабрика	Собиратель: ксантогенат бутиловый / аполярный	Собиратель: аэрофлот бутиловый / олеиновая кислота и ее заменители	Вспениватели спиртовые / флотационное масло	Модификаторы: известь	сернистый натрий / сульфит натрия	медный купорос / цианистый натрий / цинковый купорос	прочие
Кайташская	— / 155	— / 128	38 **	—	435	—	2940
Чорух-Дайронская	— / 276	— / 147	156 **	—	1280	—	27
Вольфрамовые руды							
Джидинская (Холтосонская)	28 / 62	—	—	—	—	—	—
Пятичкинская	—	— / 150	—	—	123	—	24
Молибденовые руды							
Джидинская (Первомайская)	— / 63	—	65 **	—	300	—	—
Давендинская	— / 210	—	30	—	—	—	34
Шахтаминская	— / 73	—	40	—	2080	—	—

Примечание. В дополнение к приведенным расходам при обогащении медно-никелевых руд используются сода кальцинированная 1350 *г/т* и КМЦ 558 *г/т*.

** Для вольфрамомолибденовых руд в качестве вспенивателя применяются сосновое масло и терпинеол; расход соды кальцинированной колеблется от 290 до 2950 *г/т*, расход силикат-глыбы — от 3070 до 7100 *г/т*.

концентратов, а также вещества, применяемые для очистки сточных вод.

Активность реагентов принята по действующим стандартам и техническим условиям, за исключением цианистых солей, пересчитанных на 100%.

Данные по удельным расходам реагентов одновременно характеризуют их номенклатуру, применяемую при флотации различных технологических типов руд цветных и редких металлов. Для медно-цинковых колчеданных руд наблюдаются очень большие расходы бутилового ксантогената (особенно в том случае, когда проводят операцию флотации пирита), а также значительные расходы аэрофлота, используемого в цикле цинковой флотации. Расход извести — депрессора пирита для медно-цинковых колчеданных руд колеблется от 5,8 *кг/т* на Кировградской фабрике до 15,1 *кг/т* для сплошных колчеданных руд Дегтярского месторождения (Среднеуральская фабрика). На ряде фабрик обычно производятся валовая добыча и переработка руд без разделения их на сорта и типы по обогатимости, что также влияет на повышение расхода флотационных реагентов.

Кировградская фабрика на вкрапленных колчеданных медно-цинковых рудах достигла наиболее низких удельных расходов реагентов среди фабрик, обогащающих руды этого типа.

Основной расход сернистого натрия

Таблица 105

Расход электроэнергии, свежей воды и материалов на 1 *т* руды на ряде фабрик цветной металлургии (ранее не рассмотренных)

Руда	Фабрика	Расход на 1 *т* руды				
		электроэнергия, квт·ч	воды свежей, м³	шаров и стержней, кг	футеровки, кг	фильтроткани, м²
Медно-цинковая	Бурибаевская	38,2	2,5	1,88	0,31	0,0045
	Карабашская	26,8	2,7	1,49	0,17	0,0015
	Кировградская	26,9	0,98	1,05	—	0,009
	Красноуральская	39,74	4,38	1,99	0,21	0,0054
	Среднеуральская	38,08	4,26	2,13	0,128	0,0043
	Урупская	37,0	1,6	1,76	0,204	0,0026
Медно-никелевая	Фабрика № 2 комбината «Печенганикель»	39,4	4,5	0,81	—	—
	Белоусовская	50,7	7,1	2,0	0,28	0,004
	Березовская	44,1	4,6	1,91	0,24	0,003
Медно-свинцово-цинковая	Кансайская	41,9	6,3	1,63	0,20	0,004
	Мизурская	29,93	6,0	1,23	0,17	0,001
	Сумсарская	38,98	3,4	0,58	0,09	0,002
	Адрасманская	22,4	3,5	1,81	0,36	0,003
	Акатуевская	38,2	4,4	1,24	0,33	0,003
	Акджальская	29,6	4,0	0,15	0,06	0,001
	Байджансайская	39,6	2,35	1,12	0,20	0,002
	Благодатская	55,7	3,0	1,5	—	0,0029
Свинцово-цинковая и свинцовая	Каданнская	41,0	5,0	1,21	0,29	0,0019
	Квайсинская	32,3	4,5	0,3	0,11	0,004
	Кличкинская	30,8	4,4	2,02	0,05	0,001
	Коксуйская	37,5	4,4	0,95	0,16	0,001
	Текелийская	46,73	6,63	1,51	0,29	0,003
	Фиагдонская	37,6	4,4	1,0	—	0,002
	Эльбрусская	46,0	4,0	1,41	0,22	0,0045
Свинцово-цинковая с баритом	Салаирская	36,0	3,5	1,15	0,18	0,006
Свинцово-цинковая с оловом	Краснореченская	55,25	1,0	0,69	0,09	0,007
	Хапчерангинская	35,7	4,5	1,2	0,27	0,006
Вольфрамовая	Джидинская (Холтосонская)	22,0	7,8	0,83	0,14	—
	Ингичкинская	32,0	3,9	1,7	0,15	—

Продолжение табл. 104

Фабрика	Собиратель		Вспениватели спиртовые	Модификаторы			
	ксантогенат бутиловый / аполярный	аэрофлот бутиловый / олеиновая кислота и ее заменители	флотационное масло	известь	сернистый натрий / сульфит натрия	медный купорос / цианистый натрий / цинковый купорос	прочие
Кайтатская	— / 155	— / 128	38 **	—	435	—	2940
Чорух-Дайронская	— / 276	— / 147	156 **	—	1280	—	27
Вольфрамовые руды							
Джидинская (Холтосонская)	28 / 62	—	—	—	—	—	—
Нигичкинская	—	— / 150	—	—	123	—	24
Молибденовые руды							
Джидинская (Первомайская)	— / 63	—	65 **	—	300	—	—
Давендинская	— / 210	—	30	—	—	—	34
Шахтаминская	— / 73	—	40	—	2080	—	—

Примечание. В дополнение к приведенным расходам при обогащении медно-никелевых руд используются сода кальцинированная 1350 *г/т* и КМЦ 558 *г/т*.

** Для вольфрамомолибденовых руд в качестве вспенивателя применяются сосновое масло и терпинеол; расход соды кальцинированной колеблется от 290 до 2950 *г/т*, расход силикат-глыбы — от 3070 до 7100 *г/т*.

концентратов, а также вещества, применяемые для очистки сточных вод.

Активность реагентов принята по действующим стандартам и техническим условиям, за исключением цианистых солей, пересчитанных на 100%.

Данные по удельным расходам реагентов одновременно характеризуют их номенклатуру, применяемую при флотации различных технологических типов руд цветных и редких металлов. Для медно-цинковых колчеданных руд наблюдаются очень большие расходы бутилового ксантогената (особенно в том случае, когда проводят операцию флотации пирита), а также значительные расходы аэрофлота, используемого в цикле цинковой флотации. Расход извести — депрессора пирита для медно-цинковых колчеданных руд колеблется от 5,8 *кг/т* на Кировградской фабрике до 15,1 *кг/т* для сплошных колчеданных руд Дегтярского месторождения (Среднеуральская фабрика). На ряде фабрик обычно производятся валовая добыча и переработка руд без разделения их на сорта и типы по обогатимости, что также влияет на повышение расхода флотационных реагентов.

Кировградская фабрика на вкрапленных колчеданных медно-цинковых рудах достигла наиболее низких удельных расходов реагентов среди фабрик, обогащающих руды этого типа.

Основной расход сернистого натрия

Таблица 105

Расход электроэнергии, свежей воды и материалов на 1 *т* руды на ряде фабрик цветной металлургии (ранее не рассмотренных)

Руда	Фабрика	Расход на 1 *т* руды				
		электроэнергии, квт·ч	воды свежей, м³	шаров и стержней, кг	футеровки, кг	фильтротканей, м²
Медно-цинковая	Бурибаевская	38,2	2,5	1,88	0,31	0,0045
	Карабашская	26,8	2,7	1,49	0,17	0,0015
	Кировградская	26,9	0,98	1,05	—	0,009
	Красноуральская	39,74	4,38	1,99	0,21	0,0054
	Среднеуральская	38,08	4,26	2,13	0,128	0,0043
	Урупская	37,0	1,6	1,76	0,204	0,0026
Медно-никелевая	Фабрика № 2 комбината «Печенганикель»	39,4	4,5	0,81	—	—
	Белоусовская	50,7	7,1	2,0	0,28	0,004
	Березовская	44,1	4,6	1,91	0,24	0,003
Медно-свинцово-цинковая	Кансайская	41,9	6,3	1,63	0,20	0,004
	Мизурская	29,93	6,0	1,23	0,17	0,001
	Сумсарская	38,98	3,4	0,58	0,09	0,002
	Адрасманская	22,4	3,5	1,81	0,36	0,003
	Акатуевская	38,2	4,4	1,24	0,33	0,003
	Акджальская	29,6	4,0	0,15	0,06	0,001
	Байджансайская	39,6	2,35	1,12	0,20	0,002
	Благодатская	55,7	3,0	1,5	—	0,0029
Свинцово-цинковая и свинцовая	Кадаинская	41,0	5,0	1,21	0,29	0,0019
	Квайсинская	32,3	4,5	0,3	0,11	0,004
	Кличкинская	30,8	4,4	2,02	0,05	0,001
	Коксуйская	37,5	4,4	0,95	0,16	0,001
	Текелийская	46,73	6,63	1,51	0,29	0,003
	Фиагдонская	37,6	4,4	1,0	—	0,002
	Эльбрусская	46,0	4,0	1,41	0,22	0,0045
Свинцово-цинковая с баритом	Салаирская	36,0	3,5	1,15	0,18	0,006
Свинцово-цинковая с оловом	Краснореченская	55,25	1,0	0,69	0,09	0,007
	Хапчерангинская	35,7	4,5	1,2	0,27	0,006
Вольфрамовая	Джидинская (Холтосонская)	22,0	7,8	0,83	0,14	—
	Ингичкинская	32,0	3,9	1,7	0,15	—

Руда	Фабрика	Расход на 1 т руды				
		электроэнергии, квт·ч	воды свежей, м³	пара и стержней, кг	футеровки, кг	фильтроткани, м²
Вольфрамомолибденовая	Акчатауская	45,0	3,26	1,3	—	—
	Джамбульская	41,54	3,72	1,31	—	—
	Койташская	33,4	—	1,59	0,31	—
	Чорух-Дайронская	46,2	4,25	2,22	0,27	—
	Давендинская	26,8	3,16	2,61	0,34	—
Молибденовая	Джидинская (Первомайская)	20,4	3,0	1,42	—	—
	Шахтаминская	29,33	—	2,57	—	—
Оловянная коренная	Валькумейская	37,3	10,0	0,49	0,33	—
	Дальненская комбината «Сихалин»	29,1	12,0	0,94	0,29	—
	Нультинская	14,16		0,18	0,15	—
	Омсукчанская	55,2		1,04	—	—
	Таежная	51,9		0,865	0,06	—
	Хинганская	54,8	9,9	1,19	0,38	—
	Эге-Хайская	30,0	—	0,3	—	—

происходит в цикле селекции коллективного медно-молибденового концентрата. При переработке руд, содержащих шеелит и барит, основными заменителями олеиновой кислоты служат талловое масло и жирнокислотная фракция таллового масла.

Реагенты при переработке оловянных руд применяются в настоящее время в основном при флотогравитационной доводке концентратов и промпродуктов и лишь в некоторых случаях для флотации олова из шламов (Хрустальненская фабрика).

Удельная производительность мельниц по классу —0,074 *мм* изменяется на фабриках в широких пределах в зависимости от крепости, тонкости измельчения и вязкости руд.

Коэффициент использования измельчительного оборудования на фабриках также колеблется в широких пределах в зависимости от масштабов производства, оснащенности ремонтными средствами и обеспеченности фабрик рудой.

Наиболее полноценно используются мельницы на фабриках: Балхашской — 97,3%, Норильской — 95,5%, Среднеуральской — 96,5%, Кентауской и Давендинской — 95,8%, Гайской и Печенганикель № 1 — 95,1%. В среднем же на фабриках для медных руд коэффициент использования мельниц составляет 93,1% и на фабриках для вольфрамомолибденовых руд — 92,1%.

За последние годы проделана определенная работа по интенсификации флотационного процесса за счет улучшения конструкции флотационных машин, а также увеличения производительности их по потоку с целью осуществления условий «скоростной» флотации. На многих обогатительных фабриках внедрены более эффективные пневмомеханические флотационные машины, позволяющие сократить время флотации на основных операциях, а выявляющиеся при этом резервы использовать для увеличения производительности фабрик или для повышения извлечения металлов в концентраты.

Однако на ряде фабрик нагрузка флотационных машин по потоку мала, вследствие чего время пребывания пульпы в камере превышает оптимальное (0,3—0,5 *мин*).

Для улучшения показателей работы флотационных машин и обеспечения условий «скоростной» флотации на отдельных фабриках осуществлен переход с параллельного на последовательное соединение рядов флотационных машин с широким применением прямоточных блоков из несколь-

ких камер, увеличены диаметры всасывающих патрубков импеллеров, изменены конструкции хвостовых шиберов для увеличения их ширины. В ряде случаев были увеличены периферические скорости импеллеров и установлены электродвигатели большей мощности. Одновременно проведены работы по повышению износоустойчивости импеллеров и статоров (гуммирование, электрокорундирование), внедрены приспособления для более полного и быстрого съема пены, а также для регулирования или стабилизации уровня пульпы в камерах (Кентауская № 2, Каджаранская, Тырныаузская и другие фабрики).

Удельный объем камер колеблется на фабриках в широких пределах (наименьший объем на Центральной), что объясняется технологическими особенностями руд, сложностью схем их обогащения и в определенной мере степенью использования флотационных машин.

Данные о расходе электроэнергии, воды и материалов приведены в табл. 105.

Пониженный расход электроэнергии характерен для фабрик, перерабатывающих сравнительно легко измельчаемые руды, в ряде случаев даже при сложной технологии их обогащения, например на Тырныаузской (18,56 *квт·ч/т*), Зыряновской (19,65 *квт·ч/т*), Балхашской (24,79 *квт·ч/т*). В среднем расход электроэнергии наименьший на фабриках для вольфрамомолибденовых руд (19,9 *квт·ч/т*) и наибольший на фабриках для медно-цинковых руд (43,2 *квт·ч/т*), которые являются трудноизмельчаемыми и требуют повышенного времени их флотации.

Расход свежей воды на фабриках, применяющих флотационный и комбинированный процессы обогащения, изменяется от 0,98 $м^3/т$ руды на Кировградской фабрике до 7,8 $м^3/т$ на Джидинской фабрике. Для гравитационного обогащения оловянных руд расход воды достигает 12 $м^3/т$ (Дальненская фабрика).

В среднем расход свежей воды на фабриках для медно-никелевых руд составляет 1,31 $м^3/т$ (благодаря широкому применению оборотной воды), на фабриках для оловянных руд — 8,39 $м^3/т$.

Расход стальных мелющих тел в зависимости от их качества и размеров, от твердости и степени измельчения руды колеблется от 0,15 *кг/т* на Акджальской фабрике до 2,61 *кг/т* на Давендинской.

Расход футеровки также колеблется в широких пределах — от 0,05 *кг/т* на Кличкинской фабрике до 0,83 *кг/т* на Норильской, но по мере повышения ее качества этот расход в последнее время имеет тенденцию к снижению.

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Глава VIII

Требования к железным рудам и концентратам по условиям их металлургического использования

Железные руды, концентраты и продукты их окускования используются в доменном и сталеплавильном процессах.

Требования к железорудному сырью обусловливаются соответствующими кондициями по физическим свойствам и химическому составу.

§ 15. Металлургические свойства

Одним из важнейших металлургических свойств железных руд и концентратов является восстановимость [1], которая характеризуется скоростью отнятия кислорода руды газом-восстановителем и определяется как отношение количества кислорода, отнятого газом-восстановителем, к общему количеству содержащегося в руде кислорода (%).

Средние показатели восстановимости руд газами [2], %

Магнитные железняки трудновосстановимые	40—45
Красные железняки плотные .	50—60
Бурые железняки:	
плотные	60—70
пористые	80—90

[1] Справочник. «Доменное производство». Т. I. М., Металлургиздат, 1963.

[2] И. А. Соколов. Сырые материалы доменной плавки. Ч. 1 «Руды». М., Металлургиздат, 1934.

В практике широко применяется показатель (индекс) прямого восстановления железа (*rd*), введенный академиком М. А. Павловым и обозначающий степень прямого восстановления железа из закиси за счет твердого углерода (показатель прямого восстановления является обратным показателю восстановимости) [1]. Применяются также и другие показатели прямого восстановления, в частности предложенный проф. А. Н. Раммом индекс *Rd*, характеризующий отношение количества кислорода, отнятого прямым путем, к общему количеству кислорода, содержащегося в окислах железа [2,3].

Показатели прямого восстановления *Rd* и *rd* для различных кусковых руд и концентратов, а также агломератов, по данным проф. А. Н. Рамма [3], приведены в табл. 106.

Степень прямого восстановления железа из руды определяется не только восстановимостью последней, но и другими условиями доменной плавки (количеством газов в доменной печи на 1 *т* чугуна, составом доменных газов, их распределением в печи

[1] М. А. Павлов. Металлургия чугуна. Ч. 2. «Доменный процесс». М., Металлургиздат, 1949.

[2] А. Н. Рамм. Комплексный метод расчета материального и теплового баланса доменной плавки. М., Металлургиздат, 1941 (Труды Гипромеза, вып. III).

[3] А. Н. Рамм. Определение технических показателей доменной плавки (метод расчета и справочные данные). Методическое руководство. ЛПИ им. М. И. Калинина, 1971.

Таблица 106

Показатели прямого восстановления [1]

Типы руд и агломерата	*rd*	*Rd*
Наиболее легко восстановимые руды (богатые бурые железняки, обожженные сидериты и т. п.)	0,35—0,55	0,3—0,4
Гематитовые и мартитовые руды, офлюсованный агломерат	0,45—0,65	0,35—0,45
Магнетиты, плотные сидериты, неофлюсованный агломерат	0,55—0,75	0,4—0,5
Плотные магнетиты и титаномагнетиты	0,7—0,85	0,45—0,55

[1] При выплавке передельного и литейного чугунов и при работе на атмосферном дутье без вдувания топлива в горн.

и т. д.). При изучении металлургических свойств руды определяются температура начала размягчения ее под стандартной нагрузкой при нагреве и прочность куска также при нагреве, соотношение между объемом микропор и общей пористостью куска и т. д.

§ 16. Физические свойства

К основным физическим свойствам железорудных материалов, влияющим на дальнейшую переработку их, относятся пористость, газопроницаемость, крупность и влагоемкость. Чем больше пористость и газопроницаемость руд, тем выше восстановимость их.

Бурые железняки и сидеритовые руды характеризуются наибольшей восстановимостью, так как содержат значительное количество летучих. В верхних горизонтах доменной печи из бурых железняков удаляется гидратная и гигроскопическая влага, из сидеритовых руд — углекислота. При этом образуется множество пор, облегчающих проникновение газа-восстановителя к центральным частям рудных кусков.

Магнитные железняки характеризуются наименьшей восстановимостью.

Гематитовые руды занимают промежуточное положение: при восстановлении они сравнительно легко теряют часть кислорода и приобретают некоторую пористость, поэтому они восстанавливаются легче магнитных, но труднее бурых железняков.

Крупность и влажность имеют большое значение для металлургической оценки руд и обычно лимитируются кондициями. В технических условиях указываются верхний и нижний пределы крупности и содержание мелочи.

Верхний предел крупности для магнитных железняков устанавливается 40—50 *мм* (в связи с повышенной их плотностью и малой пористостью и газопроницаемостью), для гематитовых руд 50—80 *мм*, для бурых железняков 80—100 (120) *мм*.

Практика доменной плавки показала, что более мелкое дробление руд значительно улучшает условия газораспределения в доменной печи и снижает степень прямого восстановления.

В соответствии с этим верхний предел крупности для трудновосстановимой руды устанавливается 20—25 *мм*, а для более легко восстановимой — 35 *мм*. Нижний предел крупности по условиям доменной плавки устанавливается примерно 5 *мм*. Грохочением из руд выделяется мелочь 8 (10) — 0 *мм*, поступающая в агломерацию.

Кондициями устанавливается среднее содержание влаги и пределы колебаний ее. Эти нормы определяются в зависимости от типа руды и концентрата и условий их использования. Нормы влажности для бурых железняков 10—16%, гематитовых руд 4—6%, магнетитовых руд 2—3%.

Для кусковых продуктов обогащения железных руд нормы по крупности и влажности устанавливаются примерно на том же уровне, что и для богатых железных руд.

В зимний период для мелких концентратов кондиции по влажности (с учетом смерзаемости мелких фракций) принимаются 0,7—1% влаги, в летний 7—12% влаги.

§ 17. Химический состав

Все химические компоненты железных руд можно разделить на четыре группы: железо, вредные примеси, полезные примеси, шлакообразующие компоненты.

Фосфор, медь, хром и титан в зависимости от конкретных условий могут быть отнесены к полезным или вредным примесям.

Железо. При прочих равных условиях чем выше содержание железа в руде, тем более благоприятны показатели доменной плавки.

Практика промышленного использования железных руд в СССР определила нижний предел содержания железа для магнетитовых и гематитовых руд 45—48%, для бурых железняков 37—40% и для сидеритовых руд 27—30%.

Среднее содержание железа в руде, используемой без обогащения, составляет для магнетитовых и гематитовых руд 54—58%, для бурых железняков 42—48% и для сидеритовых руд 31—35%.

Для железных концентратов устанавливается содержание железа примерно 60—65%.

При кислом характере пустой породы обогащаемых руд оказывается эффективным повышение содержания железа в концентрате до 65% (и более [1]).

Для руд и концентратов с основной пустой породой оптимальное содержание железа допускается более низким.

Ухудшение показателей доменной плавки, связанное с понижением содержания железа в руде и концентрате, сказывается в этом случае в меньшей степени, чем при кислом характере пустой породы, и в ряде случаев не компенсирует повышенных затрат на более глубокое обогащение железной руды.

В особых случаях в концентратах с основной пустой породой принимают более высокое содержание железа с учетом условий окускования этих концентратов.

---

[1] А. С. Финкельштейн. Горный журнал, 1964, № 5.

При производстве окатышей (например, из соколовско-сарбайских концентратов) требуется более тонкое измельчение концентрата, что одновременно определяет и более высокое содержание железа в концентрате. Часто более высокое содержание железа в концентрате обусловлено необходимостью снижения содержания вредных примесей, например фосфора и серы (концентраты Ковдорского и Коршуновского месторождений).

Основным требованием, предъявляемым к сырью, поступающему на металлургическую переработку, является постоянство его качества, особенно содержания железа. Допустимые колебания содержания железа по сменам в кусковых рудах и концентратах, а также в агломератах, поступающих в домну, устанавливаются ±0,5% (предусматривается снижение колебаний до 0,2—0,3%). С учетом возможности последующего усреднения руд и концентратов на складах металлургических заводов требования к поступающим на заводы рудам и концентратам предусматривают допустимые колебания содержания железа ±1%.

Выполненные расчеты применительно к рудам КМА показывают, что снижение металлургической ценности последних при увеличении предела колебаний железа на ±1% оказывается в 2—2,5 раза большим, чем при снижении среднего содержания железа на 1% *.

Вредные примеси. К вредным примесям относятся сера, фосфор, мышьяк, цинк и свинец (табл. 107 и 108).

Полезные примеси. К полезным примесям в рудах относят марганец, никель, кобальт, ванадий, медь, хром, титан (табл. 109). Последние три, наряду с положительными, имеют и отрицательные свойства, усложняющие процесс металлургического передела.

Содержание марганца в передельном чугуне на заводах Юга СССР, работающих на сернистом донецком коксе, обычно составляет 0,7—1%, реже повышается до 1,4 (1,5)% (иногда 1,8%) либо снижается до 0,3 (0,6)%. На заводах Северо-Запада и Востока, где применяют малосернистый кокс, содержание марганца в чугуне снижено в большинстве случаев до 0,2 (0,3)%. Более высокий уровень содержания марганца в чугуне на ряде заводов Юга, Центра и Востока определяется требованиями кислородно-конверторного метода сталеплавильного передела и методом разливки выплавляемой стали.

Современные кислородно-конверторные цехи имеют установки непрерывной разливки стали, при которой в чугуне допускается содержание марганца 1—1,2%.

При разливке стали в слитки содержание марганца в чугуне составляет 0,4%. В литейном чугуне для фосфористого чугуна (в частности в труболитейном производстве) содержание марганца желательно 0,6—0,8% и для гематитового — 0,7%.

Шлакообразующие компоненты. Шлакообразующие компоненты, представленные в пустой породе, обычно разделяют на основные и кислые. К первым относятся окись кальция и окись магния, ко вторым — кремнезем и двуокись титана. Чем выше отношение суммы основных компонентов к сумме кислых, тем больше ценится руда, так как при этом сокращается расход основного флюса.

Преобладание кремнезема в составе пустой породы всегда связано с увеличением расхода известняка, необходимого для получения нормальных доменных шлаков, в которых отношение окиси кальция к кремнезему должно находиться в пределах 1,2—1,4 при работе на сернистом коксе и 0,9—1,15 при работе на малосернистом коксе.

Очень низкое содержание глинозема в руде нежелательно, особенно при выплавке литейных чугунов. С другой стороны, чрезмерное его содержание в руде приводит к получению высокоглиноземистых шлаков с содержанием 19—20% глинозема (и выше), характеризующихся малой жидкоподвижностью. Для увеличения жидкоподвижности такого шлака производят перегрев его, т. е. значительное повышение температуры в горне, что обусловливает увеличение относительного расхода кокса. В свою очередь, высокая температура горна приводит к повышению содержания кремния в чугуне, что нежелательно при выплавке передельных чугунов, поскольку при этом повышается стоимость процесса. Поэтому приходится лимитировать отношение кремнезема к глинозему в руде для концентрата. При выплавке мартеновских чугунов это отношение должно быть не ниже 2—2,2, а при выплавке чугунов для кислородно-конверторного — не ниже 2,5—2,8.

При оценке руды и установлении ее основности определяют сумму окиси кальция и окиси магния, считая эти компоненты равноценными. Однако имеются определенные различия в роли того и другого компонента.

Магнезия приводит к разжижению шлака, в связи с чем ее специально вводят в шихту для придания жидкоподвижности шлака. В практике доменного производства СССР ориентируются на содержание магнезии в шлаке 5—6% с повышением

* А. С. Финкельштейн. Бюлл. института «Черметинформация», 1970, № 15.

Таблица 107

Вредные примеси в железных рудах и чугуне

Вредные примеси	Руда			Чугун		
	Влияние вредных примесей			Способ получения	Допустимое (или требуемое) содержание вредных примесей, %	Степень перехода вредных примесей, %
	на показатели доменной плавки	на качество металла	на состояние доменной печи и пр.			
Сера	Увеличение расхода кокса и флюса; снижение производительности доменной печи	Красноломкость	—	Передельный; бессемеровский мартеновский обычный то же, фосфористый кислородно-конверторный высококачественный Литейный	 0,04—0,06 0,02—0,06 0,05—0,07 0 04 0,015—0,025 0,02—0,06	Незначительная. Подавляющая часть серы переводится в шлак связыванием ее с известью в форме CaS; 10—15% серы улетучивается
Фосфор	—	Хладноломкость	—	Передельный: бессемеровский мартеновский обычный то же, фосфористый кислородно-конверторный высококачественный	 0,06—0,07 0,15—0,3 1—2 Не лимитируется 0,02—0,05	Для малофосфористых чугунов 100, для высокофосфористых чугунов 92—96

Продолжение табл. 107

Вредные примеси	Руда			Чугун		
	Влияние вредных примесей			Способ получения	Допустимое (или требуемое) содержание вредных примесей, %	Степень перехода вредных примесей, %
	на показатели доменной плавки	на качество металла	на состояние доменной печи и пр.			
				Литейный: гематитовый обычный фосфористый	0,12 0,13—0,3 0,3—1,2	
Мышьяк	—	Красноломкость и хладноломкость, плохая свариваемость	—	Чугун передельный и литейный	Не более 0,1—0,2	100
Цинк	—	—	Ухудшение распределения шихтовых материалов. Разрушение футеровки и кожуха шахты	То же	—	0
Свинец	—	—	Разрушение лещади	» »	—	0

Таблица 108

Допустимое содержание вредных примесей в железорудном сырье

Параметры	Кусковое сырье для доменной плавки			Кусковое сырье для сталеплавильного производства		Руда и концентрат для агломерации
	руда и концентрат		агломерат	руда и концентрат	агломерат	
	обычные	качественные				
Содержание серы, %, не более:						
абсолютное	0,1—0,6	0,05—0,2	0,07—0,16	0,15	0,05—0,07	Не ограничивается
на 1% железа	0,005—0,008	0,001—0,0025	—	0,0025	—	То же
Содержание фосфора, %, не более:						
абсолютное	0,08—0,2	0,017—0,04	0,2	0,05—0,15	—	0 08—0,15
на 1% железа	0,003—0,004	0,00016—0,00035	—	0,0015—0,003	—	—
Содержание мышьяка, %, не более	0,1	0,1	0,1	—	—	—
Содержание цинка, %, не более . .	0,08—0,1	0,08—0,1	0,08—0,1	—	—	—
	(при форсировании хода доменной плавки) 0,05	0,05	0,05	—	—	—
Содержание свинца, %, не более	0,01—0,015	0,01—0,015	0,01—0,015	—	—	—

Таблица 109

Полезные примеси в железных рудах и продуктах плавки

Полезная примесь	Руда: влияние примеси: положительное	Руда: влияние примеси: вредное	Способ получения чугуна	Продукт плавки: требуемое содержание полезной примеси в чугуне, %	Продукт плавки: допустимое максимальное содержание полезной примеси в металле или других продуктах плавки, %	Продукт плавки: степень перехода в чугун, %	Метод сталеплавильного (для титана доменного) передела, обусловленный наличием примеси
Марганец	Увеличивает твердость и вязкость, парализует вредное влияние серы, улучшает механические свойства стали	Нет	Передельный: бессемеровский	0,3—0,7	—	55—75 (передельный)	
			мартеновский обычный	0,15—1,5	—		
			мартеновский фосфористый	1—2	—		
			высококачественный	0,5—1,5	—		
			кислородно-конверторный	0,4—1,2	—		
			Литейный: гематитовый	До 1,5 (среднее 0,7)	—	65—80 (литейный	—
			обычный и фосфористый	До 1,5 (среднее 0,6—0,8)	—		
Никель	Улучшает механические свойства чугуна и стали	»	0,5—0,7		—	До 90	—
Ванадий	Улучшает механические свойства чугуна и стали	»	0,2—0,3		—	85—94	Дуплекс-процесс конвертор—мартен или конвертор—конвертор для перевода ванадия в шлак с целью последующего его извлечения (химическим путем)
Медь	Улучшает антикоррозийные свойства стали	Затрудняет прокатку, вызывает красноломкость	—		Не выше 0,3 в стали	100	—
Хром	Улучшает механические свойства стали	Сообщает вязкость и малоподвижность сталеплавильным шлакам	—		Не выше 0,4—0,5 в чугуне при ориентации на монопроцесс сталеплавильного передела	92—88	При содержании хрома в чугуне выше 0,4—0,5% требуется дуплекс-процесс конвертор-мартен для перевода хрома в шлак и получения полупродукта с низким содержанием хрома
Титан	Улучшает механические свойства стали	Сообщает вязкость и тугоплавкость доменным шлакам	—		Двуокиси титана не выше 17—18% в доменных шлаках (на практике до этого крайнего предела не доводят и ориентируются на уровень содержания двуокиси титана не выше 10%)	3—15	При высоком содержании титана рекомендуется применение двухстадиального процесса — предварительного восстановления руды в трубчатых печах с последующей плавкой в электропечах — с переводом подавляющей части титана в шлак. Титан извлекается из шлака методом сернокислотного выщелачивания

этой величины на ряде заводов до 8 (9)% и даже до 12 (15)%.

Для достижения уровня содержания магнезии 5—6% (и до 9%) в агломерационную или доменную шихту вводят обычно доломитизированные известняки или доломиты. Более высокое содержание магнезии (12—15%) определяется содержанием ее в соответствующих железных рудах, например в ковдорских рудах, используемых на Череповецком металлургическом заводе, тейских и коршуновских рудах, используемых на заводах Сибири (Кузнецком и Западно-Сибирском).

При очень высоком содержании магнезии в шлаке (выше 20%, а по некоторым данным выше 15%) он становится чрезмерно густым и приобретает достаточную жидкотекучесть лишь при более высокой температуре по сравнению с температурой, необходимой для шлаков такой же основности, но с меньшим содержанием магнезии.

Глава IX

Фабрики для обогащения железных руд

§ 18. Характеристика железных руд

Главным источником железорудного сырья для металлургической промышленности являются осадочно-метаморфические месторождения (КМА, Криворожский и Северо-Западный железорудные районы). (табл. 110).

Железорудные кварциты (железистые роговики) — кварцево-рудные породы с четко выраженной слоистой текстурой. Характерно чередование слойков почти чисто рудных и сложенных нерудными минералами (преимущественно кварцем). Железистые кварциты считаются тонкослоистыми, если мощность измеряется 5—15 *мм*. Структура железистых кварцитов тонкосернистая. Для полного раскрытия рудных зерен большинства железистых кварцитов Криворожского бассейна требуется тонина помола 0,043—0,053 *мм*. Железистые кварциты отличаются чистотой содержащихся в них главнейших железорудных минералов: магнетита, гематита и мартита. Содержание железа в этих минералах близко к теоретическому.

Наряду с основными рудными минералами в состав железистых кварцитов входят сидерит и гидрогетит, из нерудных — кварц, амфиболы, пироксены, хлориты, слюды и другие минералы. По текстурно-структурным особенностям, по преобладанию того или иного из главнейших минералов, а также по относительному количеству второстепенных минералов выделяется значительное количество разновидностей железистых кварцитов, даже в пределах одного рудного района. Например, в Кривом Роге — магнетитовые, гематито-магнетитовые, железослюдковые, силикатно-магнетитовые, силикатно-сидерито-магнетитовые и др. В результате окисления пород возникают разновидности окисленных железистых кварцитов — магнетито-мартитовые, мартитовые, красково-мартитовые. Некоторые разновидности железистых кварцитов весьма сходны с железистыми породами области Верхних Озер (США). Например, джеспилиты — тонкослоистые гематито-магнетитовые железистые кварциты с характерными сургучно-красными яшмовидными слойками. Таконитами в США называют слоистые, преимущественно магнетитовые железистые породы без особого уточнения по разновидностям. Этот термин в известной мере близок к названию железистых кварцитов.

Промышленные запасы железистых кварцитов как бедных балансовых руд выделяются в недрах при минимальном контурном содержании железа в руде (обычно растворимого): в магнетитовых железистых кварцитах 20—25%, в нечисто магнетитовых (с большим количеством слабомагнетитовых железорудных минералов) 30—32%.

Среднее содержание железа в руде по месторождению варьирует от 31 (Ингулецкий ГОК) до 40% (Михайловское месторождение). Схематическая классификация [1] запасов железистых кварцитов приведена в табл. 111.

Вещественный состав железистых кварцитов приведен в табл. 112.

Богатые руды, генетически связанные с железистыми кварцитами

Запасы богатых руд в СССР сосредоточены в Криворожском железорудном районе и в районе Курской магнитной аномалии (КМА). Залегают богатые руды в толщах железистых кварцитов или над ними. Образование их связано в основном с выщелачиванием кварца из железистых кварцитов. Поэтому среди богатых руд в большом количестве встречаются пористые, рыхлые и сыпучие разновидности (особенно большие запасы сыпучих руд сосредоточены в Гастищевском и Яковлевском месторождениях).

В богатых рудах крепких и средней крепости дезинтегрированный рудный ма-

[1] Классификация железных руд выполнена инж. Г. П. Болдыревым.

Таблица 110

Структура запасов железных руд в СССР

Генетический тип месторождения	Тип руды	Запасы данного типа руды, % от общего количества балансовых запасов		Добыча типа руды, % от общегодовой (ориентировочно)	
Осадочно-метаморфические и связанные с ними месторождения богатых руд	Железистые кварциты:				
	магнетитовые и смешанного состава	39	63,2	39,8	62,4
	гематито-мартитовые и другие с преобладанием слабомагнитных железорудных минералов			4,7	
	Богатые руды, магнетито-гематито-мартитовые	24,2		17,9	
Магматические	Титаномагнетитовые	13,6		7,1	
Контактово-метасоматические, гидротермальные и магматогенные	Магнетитовые (в основном скарновые)	8		25,4	
Осадочные	Бурые железняки (оолитовые)	13		3,9	
Осадочные, слабо метаморфизованные, выветривания и др.	Сидеритовые, гематитовые, буро-железняковые с легирующими примесями и др.	2,2		1,2	

терпал (мартит, гематит) сцементирован гидроокислами железа и сидеритами (КМА).

В недрах запасы богатых руд оконтуриваются при содержании железа на контуре 48—50%. Средний химический состав богатых руд приведен в табл. 113 (для КМА дана характеристика руд рядовых с содержанием железа 53—56% и наиболее богатых 60—61%).

Для богатых руд Криворожского бассейна характерно исключительное преобладание в них окислов железа (мартита, гематита) и кварца.

Несмотря на однообразный состав руды, для практических целей и расчетов при поставках богатые руды классифицируются весьма детально по содержанию железа, минеральному составу и физическим свойствам. Классификация богатых руд Криворожского бассейна в соответствии с металлургическими требованиями приведена в табл. 114.

Богатые руды КМА по сравнению с криворожскими более разнообразны по вещественному составу. Наряду с мартитовыми, железослюдковыми, железослюдково-мартитовыми здесь распространены мартито-гидрогетитовые и сидерито-мартитовые (сидерита 15—50%). Богатые руды с высоким содержанием карбонатов являются наиболее сцементированными и крепкими (100—400 *кгс/см*²). Запасов крепких богатых руд в отдельных месторождениях от 30 до 70%, в среднем по району около 55%. Рыхлые богатые руды (около 45% запасов), содержащие большое количество тонкой рудной фракции, неблагоприятны для обогащения (большие потери железа в шламах).

Титаномагнетитовые месторождения в основном представлены вкрапленными рудами, сплошные (кусинский подтип) и мелкошлифовые руды имеют подчиненное значение.

Таблица 111

Схематическая классификация запасов железистых кварцитов в недрах

Тип	Руда	Количество железа, связанного с магнетитом, %
I	Магнетитовая	Не менее 75 (на контуре)
II	Смешанная	40—75
III	Слабомагнитная	Менее 40
III Ок	Приповерхностной зоны окисления и дезинтеграции (при измельчении шламуется)	Высокое содержание гидроокислов железа

Таблица 112

Вещественный состав железистых кварцитов

Состав железистых кварцитов, распределение железа	Тип железистого кварцита (руды) по классификации института Механобр									
	Криворожский железорудный бассейн									
	ЮГОК	Анновский участок	СевГОК	ИКГОК	ИКГОК и ЮГОК	ЮГОК	Олений горское месторождение		Михайловское месторождение	
	I	I	II	II	III	III ОК	I	II	II	III (ориентировочно)
Минеральный состав, %:										
магнетит	45,4	44,2	27,4	28,3	2,8	12,7	36,4	28,5	40,0	5,0
мартит	0,72	—	2,14	0,37	12,4	21,2	—	—	12,0	47,0
гематит	3,13	2,85	6,2	1,23	27,2	5,15	5,1	17,0		
гидроокислы железа	0,89	—	1,8	1,93	7,8	16,0	—	—	—	7,0
сульфиды	0,09	0,1	0,11	0,14	0,024	0,02	—	—	—	—
сидерит	5,06	3,6	3,0	19,0	1,7	1,0	—	—	2,0	0,5
кварц	37,0	35,0	40,0	34,82	38,5	39,5	41,5	39,5	34,0	36,0
карбонаты (без железа)	2,0	—	1,08	1,0	0,6	0,2	—	—	2,0	2,0
силикаты	2,0	—	—	1,0	0,66	2,16	14	12	10	2,5
железистые силикаты	3,51	14,61	18,1	12,0	8,19	1,8				
Апатит	0,21	0,24	0,17	0,21	8,01	0,27	Прочие	3%	—	—
Химический состав, %:										
$Fe_{общ}$	38,95	39,5	32,31	31,22	38,11	38,66	31,0	33,5	40,0	41,0
FeO	18,48	18,0	13,63	20,27	1,19	5,5	11,7	9,05	14,0	3,0
Fe_2O_3	35,14	36,5	31,0	22,1	53,1	49,09	31,37	37,8	41,0	53,0
Al_2O_3	1,28	0,5	1,85	3,84	1,83	1,89	1,11	0,75	1,0	0,5
SiO_2	37,63	38,5	48,93	40,77	40,57	40,76	50,22	47,7	39,0	38,0
$CaO + MgO$	3,86	3,16	2,44	3,54	0,13	0,47	4,73	3,79	2,5	0,7
P_2O_5	0,09	0,1	0,07	0,09	0,05	0,11	0,07	0,07	0,14	0,06
П. п. п.	0,12	0,21	0,15	0,24	0,03	0,03	0,07	0,05	0,13	0,3
прочие компоненты	3,4	3,03	1,93	9,15 *	3,1	2,15	0,73	0,79	2,33	4,44
Распределение железа:										
магнетитового	32,7	31,8	19,78	20,3	2,28	9,2	26,4	20,5	28,4	3,5
мартитового	0,5	—	1,5	0,27	8,55	14,85	—	—	8,3	33,0
гематитового	2,17	2,0	4,35	0,86	19,0	3,6	3,6	12,0		
гидроокисного	0,5	—	1,0	1,0	4,37	9,7	—	—	1,0	3,5
сидеритового	2,18	1,2	1,3	8,5	0,72	0,5	—	—	—	—
силикатного	0,4	4,0	3,9	2,89	2,68	0,31	1,0	1,0	2,3	1,0
общее	38,45	39,0	31,81	33,82	37,61	38,16	31,0	33,5	40,0	41,0

* В том числе потери при прокаливании 8,21%.

Таблица 113

Средний химический состав богатых руд

Железорудный район	Содержание, %							
	Fe_2O_3+ +FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	SO_3	п. п. п.
Криворожский КМА:	79,0	17,0	1,8	0,2	0,2	0,12	0,08	1,6
средняя	78,5	7,5	3,3	2,0	1,0	0,15	0,55	7,0
богатая [1]	85—87	4—5	2,5	1,0	0,5	0,10	0,5	4,0—4,5
рядовая [1]	76—80	6—10	3,5—4,0	1,0—2,5	0,3—1,0	0,04—0,23	0,2—0,8	5,0—11,2

[1] Пределы характеризуют колебание средних содержаний компонентов по отдельным месторождениям района.

Генетически титаномагнетитовые руды связаны с ультраосновными и основными породами габбро-пироксенитовой формации, в различной степени амфиболизированными. Облик вкрапленных титаномагнетитовых руд определяет порода, несущая вкрапленность рудных минералов. В комплексных титаномагнетитовых рудах к полезным компонентам относятся железо, ванадий и титан (возможно использование кобальта, находящегося в кобальт-пирите, и платины). Содержание фосфора и серы в этих рудах низкое.

Основные рудные минералы титаномагнетитовых руд — магнетит и ильменит, второстепенные — мартит, гематит, рутил, хромит, примеси — пирит, кобальт, пирротин, пентландит и другие сульфиды (в приповерхностных зонах происходит окисление сульфидов). Нерудные минералы титаномагнетитовых руд — пироксены, амфиболы, хлориты, полевой шпат, гранаты, эпидот, оливин и другие минералы — в подчиненном количестве. Магнетит второй генерации обусловливает сидеронитовую структуру руды.

Железо в бедных вкрапленных рудах частично связано с магнетитом и ильменитом, до 40% железа (от валового) — с железистыми силикатами, что обусловливает резкое снижение показателя извлечения при расчете его относительно валового железа. В богатых рудах (кусинских) железо почти все связано с магнетитом и ильменитом. Для них характерны обособленные выделения ильменита, заполняющие промежутки между зернами магнетита, что позволяет при обогащении этих руд получать кроме магнетитового и ильменитовый концентрат. Во вкрапленных бедных рудах ильменит либо заключен в зернах магнетита в виде тончайших включений

Таблица 114

Классификация богатых руд Криворожского бассейна в соответствии с металлургическими требованиями

Руда	Относительное количество, %	Содержание, %	
		Fe	SiO_2
Доменная	93,5	54—54,5	—
В том числе:			
аглоруда	60—62	56	17
кусковая руда [1]	30	51	24,5
Высокосортная, частично употребляемая в качестве мартеновской	Около 6	59,5—63,5	12,7—8,5
Прочая	Около 0,5	—	—

[1] В сортированной кусковой руде материала крупностью 10—150 мм не менее 70%, в несортированной — материала 5—150 мм не менее 55%.

Таблица 115

Примерный химический состав балансовых титаномагнетитовых руд

Месторождение	Содержание, %										
	$Fe_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	TiO_2	прочие
Качканарское	16,6	8,6	Около 14,5	37,0	6,9	17,1	8,8	0,01	0,09	Около 2,0	5,0
Пудожгорское	28,7	Около 40,0		29,0	11,0	5,0	2,9	0,1	0,12	8,9	2,98

и практически не выделяется при механическом обогащении (карельский подтип — Пудож-гора), либо находится в твердом растворе в магнетите, образуя титаномагнетит (малотитанистые руды Качканара).

Ванадий в титаномагнетитовых рудах находится в виде примеси в магнетите. Титаномагнетитовые руды кольского подтипа содержат сфен и перовскит.

Балансовые запасы титаномагнетитовых руд оконтуриваются в месторождениях при различном минеральном содержании железа на контуре, например для Качканарского месторождения принято 14%, для Пудожгорского — 20%. Химический состав балансовых титаномагнетитовых руд некоторых месторождений приведен в табл. 115.

Магнетитовые, в основном скарно-магнетитовые, руды являются приконтактными метасоматическими образованиями, возникшими под воздействием постмагматических растворов на силикатные и карбонатные породы.

Вещественный состав и текстурно-структурные особенности скарно-магнетитовых руд различных месторождений в известной степени варьируют, но основные свойства руд этого типа — крупно-зернистость магнетита и почти полная связь с ним рудного

Химический состав промышленных типов

Месторождение, тип руды	Содерж								
	$Fe_{общ}$	Fe сульфидное	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO
Соколовское									
Мартеновская	61,6	—	25,6	59,5	6,13	1,65	2,7	1,67	0,14
Доменная	56,7	—	23,4	54,5	9,57	2,58	4,18	2,6	0,14
Магнетитовая (сернистая):									
богатая	55,2	1,4	22,1	53,35	10,31	2,57	4,1	2,58	0,14
бедная и убогая	35,0	0,7	14,7	32,8	25,0	6,7	10,64	5,33	0,3
Окисленная:									
богатая	58,1	1,0	10,9	69,55	8,01	3,23	2,33	0,84	0,26
бедная	41,1	0,5	5,68	51,8	21,8	10,65	3,8	1,63	0,29
Сарбайское									
Магнетитовая (сернистая):									
богатая	52,5	4,0	21,8	45,0	13,72	2,85	3,47	1,71	—
бедная и убогая	39,4	3,7	14,0	35,4	19,0	8,0	7,0	4,0	0,2

* В убогих рудах содержание силикатного железа обычно резко возрастает.

железа — обеспечивают благоприятные условия их обогащения (руды относятся к легкообогатимым).

Магнетит в скарно-магнетитовых рудах незначительно загрязнен примесями (обычно тонкие включения). Содержание в нем железа близко к теоретическому (71—72%). Это обусловливает получение высококачественных концентратов.

В состав руды всегда входят сульфиды, с которыми связана сера (в руде до 4,5%). Среди сернистых руд в некоторых месторождениях встречаются руды с низким содержанием серы (вне зоны окисления). Кроме серы, с сульфидами связаны вредные примеси: цинк (в рудах некоторых месторождений Горной Шории), медь (если ее содержание в руде более 0,2%), мышьяк. С сульфидами также связан кобальт (частично в виде кобальт-пирита). Для скарно-магнетитовых руд характерна относительно высокая основность, для богатых руд этого типа — невысокое содержание кремнекислоты.

В зоне окисления скарно-магнетитовые руды превращаются в мартитовые, причем в руде резко снижается содержание серы (ниже 0,3%). Ценность окисленной бедной руды уменьшается, так как усложняется ее обогащение.

Промышленные (балансовые) запасы скарно-магнетитовых руд выделяются в недрах при минимальном содержании валового железа в руде (на контуре) 25% и в некоторых случаях — 30% (при высоком содержании силикатного железа в бедных скарно-магнетитовых рудах необходимо выделение запасов производить по рудному железу). Балансовые запасы разделяются по промышленным типам руд (табл. 116) на примере Соколовского и Сарбайского месторождений.

Имеются месторождения магнетитовых руд гидротермального генезиса Ангаро-Илимского железорудного района (Коршуповское, Рудногорское и др.), а также магнетитовое магматогенное Ено-Ковдорское месторождение (Мурманская область), в которых магнетит загрязнен изоморфными примесями (MgO, Al_2O_3 и др.), вследствие чего содержание железа в магнетите снижается до 58 (65)%.

Концентраты с высоким содержанием железа из этих руд не получаются, и, кроме того, для обеспечения оптимального силикатного модуля в концентрате не всегда оказывается целесообразным применять более глубокое обогащение даже в достигаемых пределах.

Бурые железняки. Оолитовые бурые железняки являются рыхлыми, слабо сцементированными или достаточно крепкими рудами (по М. М. Протодьяконову коэффициент крепости до 6). Влажность

Таблица 116

руд Соколовского и Сарбайского месторождений

ание, %							Модуль основности	Распределение железа по минеральным компонентам, отн. %			
TiO_2	P_2O_5	S	п. п. п.	V_2O_5	элементы примеси	прочие		магнетитового	мартитового	силикатного	сульфидного
0,34	0,1	0,07	1,5	0,15	0,0596	0,3904	0,56	96,5	—	3,35	0,15
0,34	0,18	0,18	1,5	0,13	0,0364	0,6636	0,53	95,5	—	4,14	0,36
0,34	0,16	0,15	1,5	0,05	0,093	1,157	0,52	92,6	—	4,89	2,51
0,57	0,32	0,8	1,58	0,02	0,101	0,439	0,5	87,0	—	10,8	2,2
0,36	0,23	1,1	2,0	0,1	0,1	—	0,28	37,5	58,6	2,06	1,84
0,53	0,23	0,62	2,0	0,1	0,1	0,27	0,17	23,4	72,3	3,0	1,3
0,23	0,32	4,58	1,92	0,07	0,17	0,16	0,31	85,8	—	6,7	7,5
0,4	0,3	4,52	3,3	0,07	0,147	0,033	0,41	77,8	—	12,7 *	9,5

в естественном состоянии 15 (20)% и выше.

Для бурых железняков типично наличие двух структурных элементов — оолитов и имеющей оолиты песчанистой, глинисто-хлоритовой или существенно карбонатной массы, которая нередко крепко цементирует оолиты.

Главными железорудными минералами в оолитовых бурых железняках являются гидроокисные соединения железа (гидрогетит, гетит, гидрогематит) и карбонаты железа (в основном сидерит).

В большом количестве в оолитовых бурых железняках содержатся железистые силикаты — хлориты (шамозит, тюрингит) и гидрослюды с высоким содержанием железа (стильпноменан). Нерудные минералы представлены кварцем, хлоридом, каолинитом, слюдами, менее распространены гели кремнезема и глинозема, фосфаты железа, кальция и алюминия, кальцит, глауконит, полевые шпаты и др.

По комплексу особенностей вещественного состава, физического состояния руды и соотношения структурных элементов различают три природных типа оолитовых бурых железняков: лисаковские, аятские и керченские. Данные, характеризующие эти типы, приведены в табл. 117 и 118.

Руды лисаковского типа характеризуются тем, что в них основное количество железа находится в оолитах; почти все железо связано с гидроокислами железа (с рудными минералами). Вмещающая оолиты масса несцементирована (сыпучая) и представлена главным образом кварцевым песком с низким содержанием железа.

Руды аятского типа характеризуются высоким содержанием сидерита, количество которого иногда превышает содержание гидроокислов. Около 25—35% валового железа связано обычно с карбонатами.

Силикатное железо имеет подчиненное, но все же существенное значение. Распределение железа по структурным элементам равномерное. Руды крепкие, содержащиеся в них оолиты сцементированы.

Керченский тип оолитовых руд отличается высоким содержанием силикатного железа (чем беднее руда, тем выше относительное содержание силикатного железа в ней). Полезным должно считаться практически только рудное железо. Табачные

Таблица 117

Типы бурожелезняковых (оолитовых) месторождений

Параметры	Месторождение, тип руды				
	Лисаковское, необохренная [1]	Аятское		Керченское	
		неокисленная	окисленная	табачная	коричневая
Содержание Fe в руде (общее), %	38,86—34,93	37,0—38,5	39,6—42,8	41,75; 34,0	37,88
Распределение железа по минеральным компонентам, % от общего:					
в гидроокислах	95,26; 93,0	36,8—61,5	87,0—89,1	71,0; 57,47	80,5
в железистом хлорите	2,0; 7,0	13,3—16,4	10,0—13,1	22,4; 42,43	14,0
в сидерите	—	23,0—34,4	0,0—0,8	—	—
в фосфатных соединениях железа	—	—	—	6,6	5,5
в прочих минералах	2,74 (глина)	0,0—1,2	—	—	—
Количество оолитов в руде, %	55—80 (среднее 65)	35—50 (среднее 42)		40—60 (среднее 45)	
Содержание железа, %:					
в оолитах	50	40		48	—
в цементирующей массе	15	35		28	—
Запасы железа, %:					
в оолитах	87	48		53	68,5
в цементирующей массе	13	52		47	31,5

[1] В приповерхностной зоне руда обохрена. Бурый цвет приобретает в результате разложения части железистых хлоритов.

Таблица 118

Вещественный состав руд

Содержание, %	Месторождение, тип руды			
	Лисаковское, необохренная	Аятское, неокисленная	Керченское	
			табачная	коричневая
Fe_2O_3	50,5	33,8	49,8	53,6
FeO	2,34	17,9	3,1	0,15
SiO_2	28,12	12,8	19,8	15,6
Al_2O_3	5,03	10,0	6,7	6,2
CaO	0,36	1,8	1,73	2,0
MgO	0,28	1,44	1,1	1,5
TiO_2	—	0,16	—	0,15
Mn (MnO)	0,19	(1,07)	(1,6)	(5,0)
P (P_2O_5)	0,54	(0,7)	(2,15)	(2,28)
S (SO_3)	0,03	(0,81)		(0,15)
П. п. п.	10,96	17,7	13,6	13,5
Cu	0,011	0,023	—	0,02
V (V_2O_5)	0,057	0,092	(0,06)	0,11
Ni	0,019	Следы	—	0,07
Zn (ZnO)	0,031	(0,03)	—	0,04
Co	0,009	Следы	—	—
As	0,016	»	0,11	0,056
Pb	0,008	—	—	—
Сумма	98,5	98,36	100,0	100,43
$Fe_{общ}$	37,28	37,6	37,1	37,8

руды — крепкие, сцементированные, относятся к труднообогатимым. Коричневые руды разрыхлены выветриванием, в них на цементирующей массе легче выделяются оолиты (в процессе окисления, особенно в цементирующей массе, происходит разложение железистых хлоритов).

Выделение балансовых запасов оолитовых бурых железняков в недрах производится при содержании валового железа в руде (на контуре) не менее 30% (месторождения Лисаковское, Аятское, Керченское).

Зарубежные месторождения юрских оолитовых железистых руд находятся в Лотарингии, Люксембурге, Англии.

Сидеритовые, гематитовые и другие руды

Железные руды месторождений, не включенных в рассмотренные генетические группы, имеют подчиненное значение, хотя некоторые из них достигают достаточно крупных размеров, например Нижне-Ангарское месторождение гематитовых руд (осадочное, слабо метаморфизованное), Гаринское магнетитовое (эффузивно-осадочное, метаморфизированное), Бакальское сидеритовое (вероятно, гидротермальное), Аккермановское бурожелезняковое (осадочное, кора выветривания основных пород).

§ 19. Фабрики для обогащения железистых кварцитов и подготовки богатых руд к плавке

Фабрики Южного горнообогатительного комбината (ЮГОКа) (г. Кривой Рог)

Фабрики перерабатывают руды Скелеватского магнетитового месторождения Криворожского железорудного бассейна.

Руды представлены главным образом магнетитовыми разновидностями роговиков и отличаются слоистостью с чередованием рудных, нерудных и смешанных слоев.

В месторождении имеется шесть технологических типов руд, отличающихся текстурно-структурным строением и вещественным составом: средне- и широкополосчатые магнетитовые роговики, тонкополосчатые магнетитовые роговики, карбонатно-магнетитовые, силикато-магнетитовые и силикато-карбонатно-магнетитовые роговики,

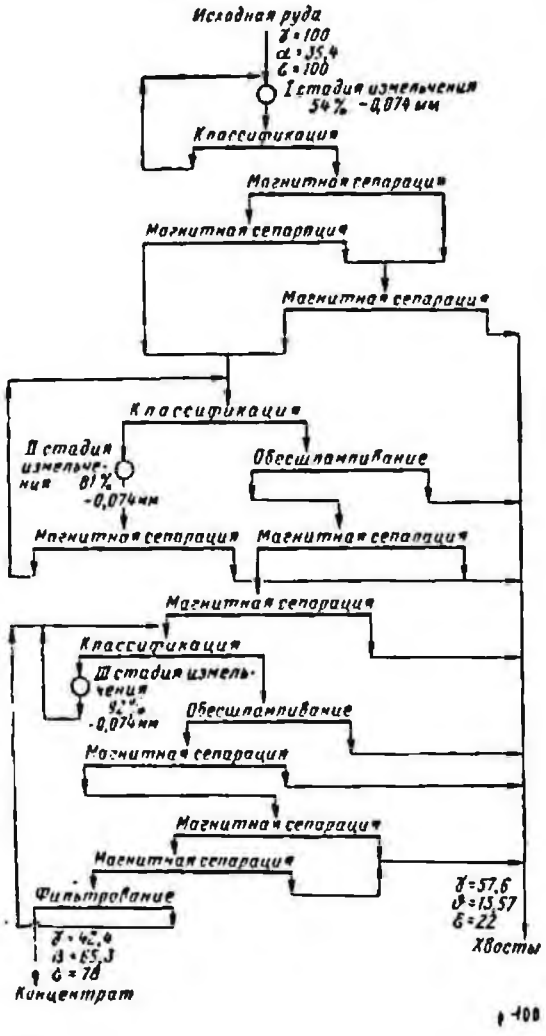
Таблица 119

Примерный химический состав руды и концентратов фабрик ЮГОКа

Продукт	Содержание, %									
	$Fe_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	п. п. п.
Руда	35,4	15,4	33,6	40,3	0,55	1,57	2,71	0,048	0,056	5,9
Концентрат:										
фабрики № 1	65,13	27,2	8,6	8,5	0,1	0,34	0,37	0,00437	0,0068	0,96
фабрики № 2	64,3	26,9	9,52	9,52	0,1	0,45	0,48	0,00437	0,0068	0,95

тематито-магнетитовые роговики, лимонито-мартито-магнетитовые роговики, окисленные магнетито-мартитовые, гематито-мартитовые, лимонито-мартитовые и мартитовые роговики.

Рис. 80. Технологическая схема обогащения фабрики № 1 ЮГОКа



В руде содержится 35—36% железа: 29% в виде магнетита, 3,6% в виде гематита и гидроокислов и 3,2% в виде карбонатов и силикатов.

Величина зерен магнетита в рудном слое до 0,06 *мм*, в смешанном — от 0,03 до 0,05 *мм*.

Химический состав руды, поступающей на фабрики, и получаемых концентратов приведен в табл. 119.

Коэффициент крепости руды 16—20, плотность 3,5 *т/м*³, влажность 0,5%. Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность кусков руды 1200 *мм*.

Фабрика № 1, эксплуатируемая с 1955 г., состоит из восьми секций. Дополнительно построены еще две секции. Фабрика № 2 введена в эксплуатацию в 1961 г., состоит из восьми секций. В дальнейшем построены еще шесть секций.

Режим работы фабрик 350 дней в году в три смены по 8 ч. Технологическая схема обогащения фабрики № 1 (рис. 80) включает три стадии дробления руды до крупности 25—0 *мм*, три стадии измельчения до конечной крупности 92% класса —0,074 *мм* и пять стадий мокрой магнитной сепарации.

Технологическая схема обогащения фабрики № 2 (рис. 81) включает четыре стадии дробления руды до крупности 25—0 *мм*, три стадии измельчения (на секциях 1—8 в I стадии установлены стержневые мельницы, на секциях 9—14 — шаровые мельницы) и пять стадий мокрой магнитной сепарации.

Технологические показатели работы фабрик ЮГОКа

	Фабрика № 1	Фабрика № 2
Переработано руды, тыс. *т*	13 887	19 671
Получено концентрата, тыс. *т*	6511	9394
Выход концентрата, %	42,41	43,28

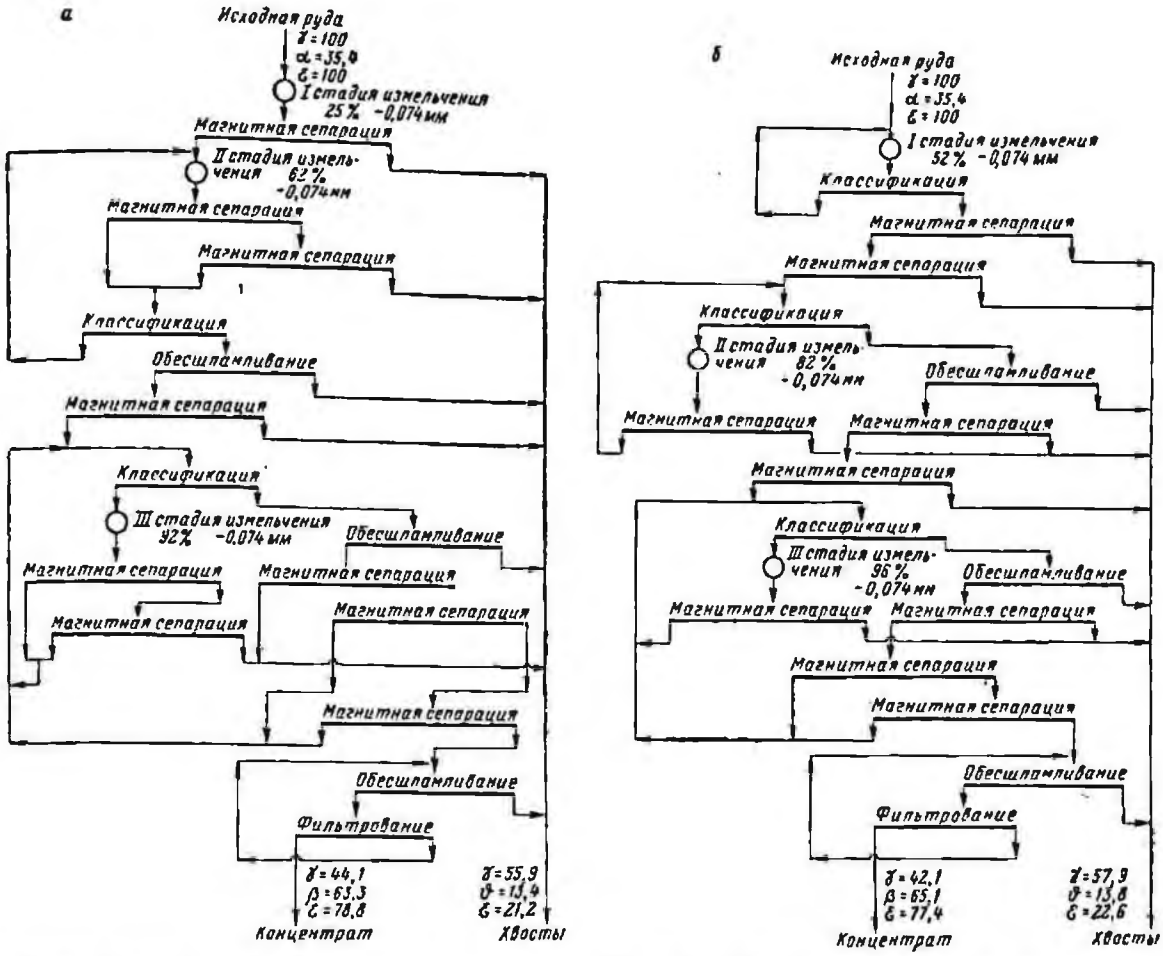


Рис. 81. Технологическая схема обогащения фабрики № 2 ЮГОКа
а — секции № 1—8; *б* — секции № 9—14

Содержание железа, %:		
в руде общего .	35,44	35,39
в руде магнетитового	28,63	28,65
в концентрате . .	65,13	64,13
в хвостах общего	13,57	13,34
в хвостах магнетитового	2,46	2,46
Извлечение железа:		
в концентрат, %:		
общего	77,95	78,63
магнетитового . .	95,06	95,14

Полученный концентрат частично направляется на агломерацию конвейерным транспортом, частично отправляется потребителям железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на дробильных фабриках ЮГОКа на 1 *т* руды

	Фабрика № 1	Фабрика № 2
Электроэнергия, *квт·ч*	1,85	1,858
Вода, в том числе оборотная, *м*³	0,47	0,57
Футеровка, *кг* . . .	0,083	0,093

Расход электроэнергии, воды и материалов на обогатительных фабриках ЮГОКа на 1 *т*

	Руда		Концентрат	
	Фабрика № 1	Фабрика № 2	Фабрика № 1	Фабрика № 2
Электроэнергия, *квт·ч* . . .	24,039	24,319	51,279	50,827
Вода, в том числе оборотная, *м*³	9,581	8,819	20,437	18,432
Шары, *кг*	2,045	1,583	4,362	3,308
Стержни, *кг*	—	0,311	—	0,65
Футеровка, *кг*	0,182	0,186	0,388	0,376
Фильтроткань, *м*²	0,0029	0,0031	0,00636	0,00661

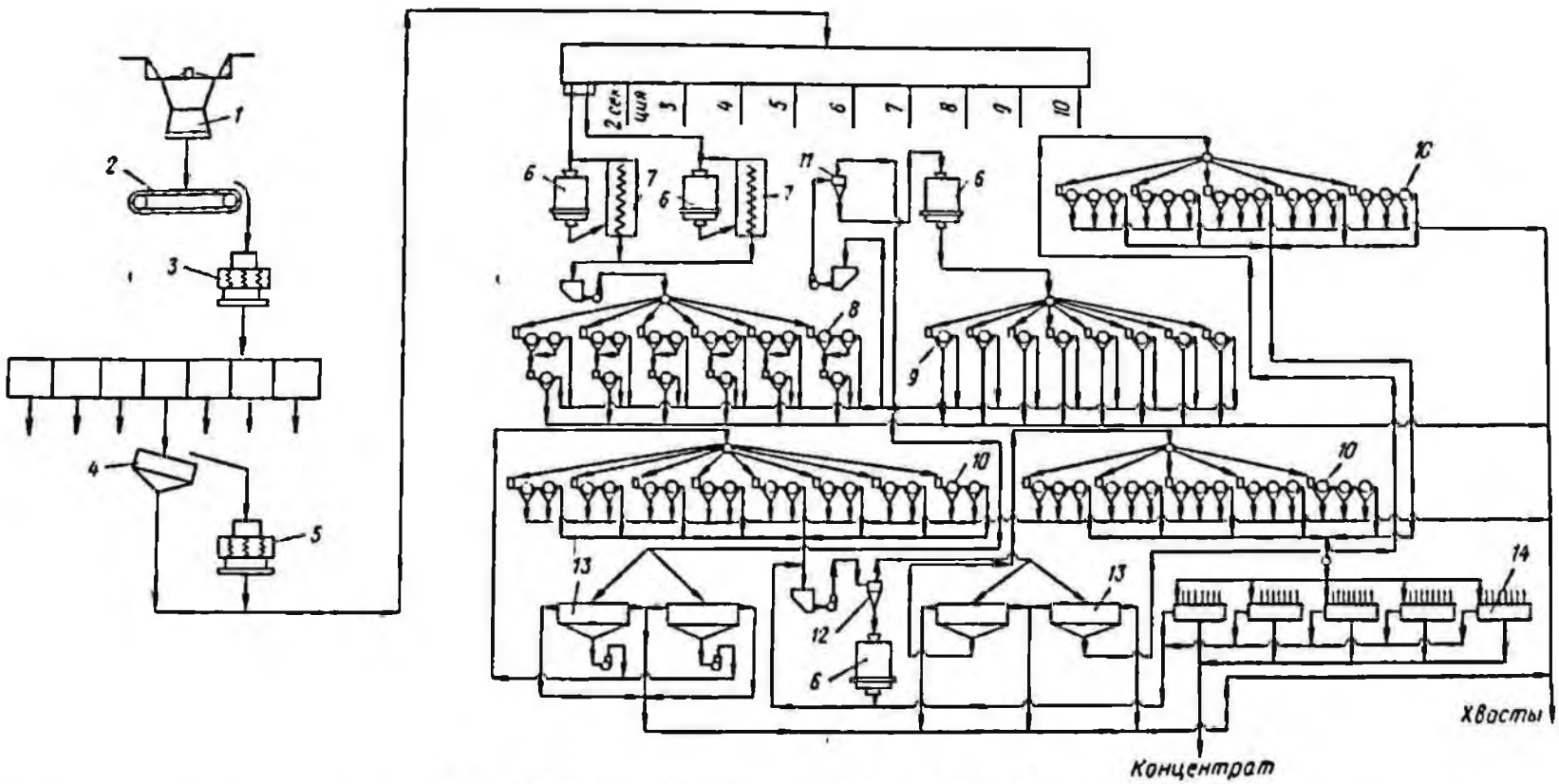


Рис. 82. Схема цепи аппаратов фабрики № 1 ЮГОКа:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 (1); *2* — пластинчатый питатель 1-18-20 (6); *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (6); *4* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (13); *5* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (7); *6* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600-400 (40); *7* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-20 (20); *8* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 150 *мм* (180); *9* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (80); *10* — магнитные сепараторы для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (460); *11* — гидроциклон ГЦ-50 (90); *12* — то же, ГЦ-35 (144); *13* — магнитные дешламаторы диаметром 5000 *мм* (50); *14* — дисковый вакуум-фильтр Ду-34-2,5 (52)

Таблица 120

Удельная производительность основного оборудования фабрики № 1 ЮГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180	*т/ч*	1649,4
среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	392
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	334,6
Мельница шаровая с решеткой МШР-3600 × 4000:		
I стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1—1,1
II стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,88—0,93
III стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,35—0,4
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации (барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм*):		
с прямоточной ванной (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	18,5—24
с противоточной ванной (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	32—38
с полупротивоточной ванной (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	8—10
то же, (IV и V стадии сепарации)	*т/м·ч*	6—8
Вакуум-фильтр дисковый ДУ-34-2,5	*т/м²·ч*	0,5—0,6

Схемы цепи аппаратов фабрик [1] показаны на рис. 82 и 83, производительность основного оборудования приведена в табл. 120 и 121.

Хвосты фабрик направляются самотеком в хвостохранилище. Вода из хвостохранилища полностью используется в качестве оборотной.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 84—91.

Фабрика Ново-Криворожского горнообогатительного комбината (НКГОКа)

Фабрика перерабатывает руды центральной части Криворожского железорудного бассейна в пределах Восточно-Ингулецкой мульды.

Руда представлена карбонатно-магнетитовыми, хлорито-карбонатно-магнетитовыми и в меньшей степени гематито-магнетитовыми роговиками.

Основными рудными минералами являются магнетит, железистые карбонаты, силикаты и гематит, нерудными — кварц. Рудные зерна главным образом тонковкрапленные.

Химический состав руды и получаемого концентрата приведен в табл. 122.

Коэффициент крепости руды 13—18, плотность 3,2—3,5 *т/м³*, влажность 1%. Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска руды составляет 1200 *мм*.

Обогатительная фабрика введена в эксплуатацию в 1959 г. и состоит из 6 секций. В дальнейшем она была расширена на 3 секции, из которых две оборудованы шаровыми мельницами, одна — мельницей самоизмельчения.

Руда на фабрику доставляется железнодорожным транспортом.

Технологическая схема обогащения (рис. 92) включает четыре стадии дробления руды до крупности 20—25 *мм* (класса +25 *мм* до 5%), четыре стадии измельчения до крупности 95% класса —0,074 *мм* и три стадии мокрой магнитной сепарации.

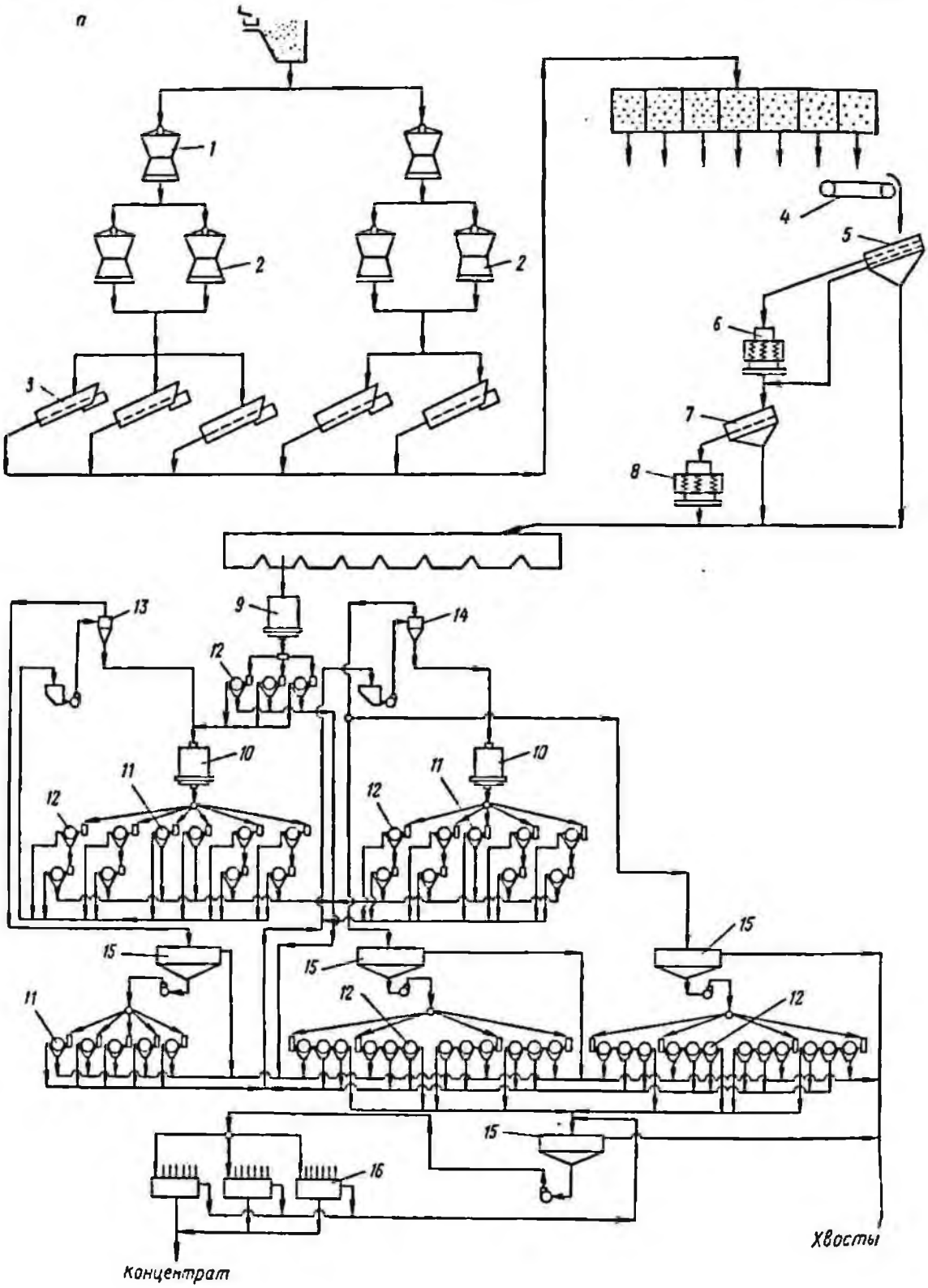
Технологические показатели работы НКГОКа

Переработано руды (сухой вес), тыс. *т*	15 825
Получено концентрата, тыс. *т*	6172
Выход концентрата, %	35,1
Содержание железа, %:	
в руде общего	32,21
в концентрате	65,6
в хвостах	14,16
Извлечение железа в концентрат, %	71,48
Влажность, %:	
концентрата	10
руды	1

[1] В схемах цепи аппаратов цифры в скобках указывают число машин или аппаратов.

Рис. 83. Схема цепи аппаратов фабрики № 2 ЮГОКа:

а — секции 1—8; *б* — секции 9—14; *1* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1200/130 (2); *2* — конусная дробилка редукционная КРД-900 (4); *3* — электровибрационный питатель ПВВ2-8 × 15 (5); *4* — пластинчатый питатель 2-12-60 (7); *5* — грохот колосниковый неподвижный (7); *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (7); *7* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (7); *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (7); *9* — стержневая



мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × 4500 (8); *10* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 4000 (16); *11* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (88); *12* — то же (320); *13* — гидроциклон ГЦ-50 (72 + 96); *14* — то же, ГЦ-35 (96 + 144); *15* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (32 + 48); *16* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (24 + 24); *17* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (24); *18* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (60); *19* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (162); *20* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24 (12)

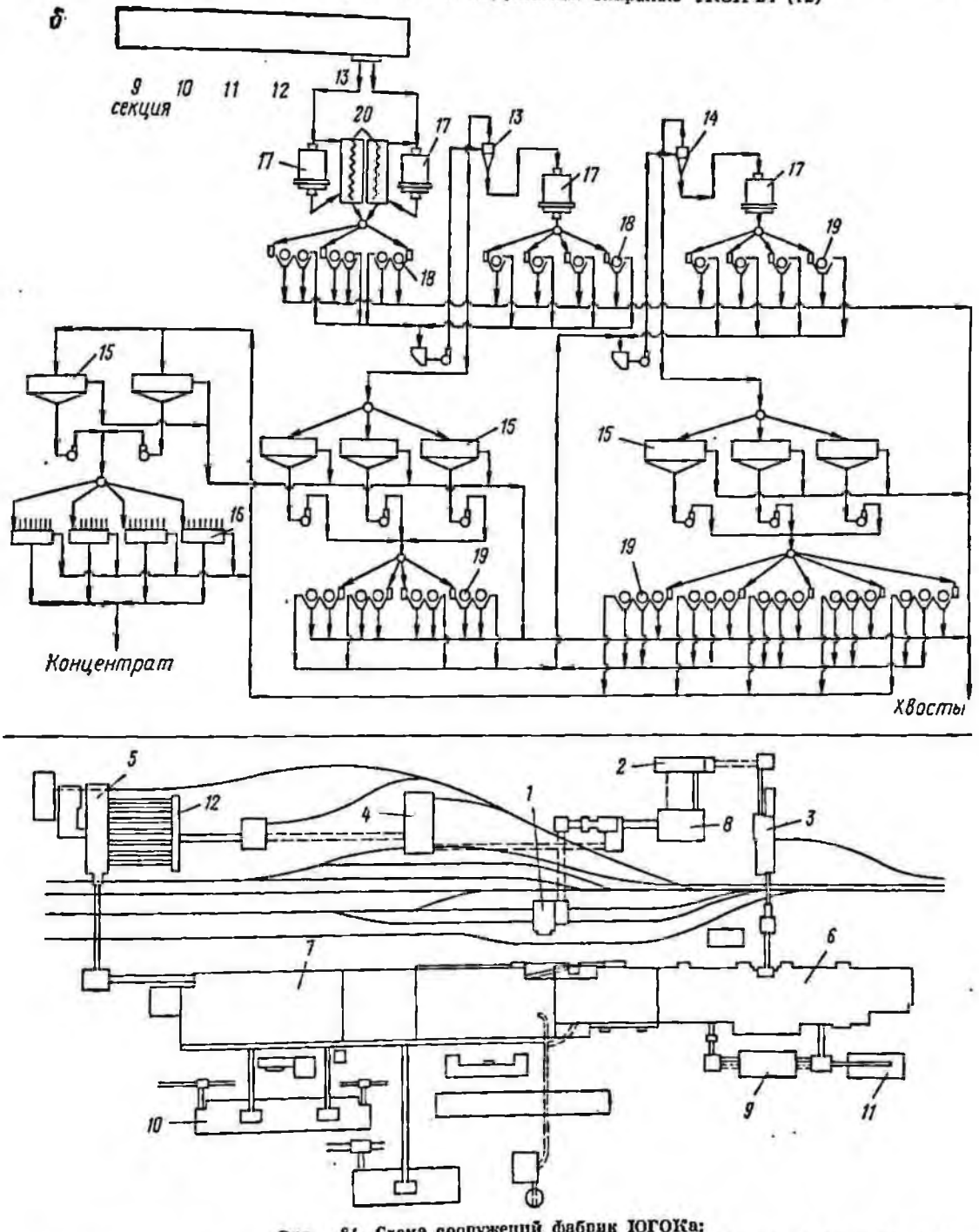


Рис. 84. Схема сооружений фабрик ЮГОКа:

1 — корпус крупного дробления фабрики № 1; *2* — то же, среднего дробления фабрики № 1; *3* — то же, мелкого дробления фабрики № 1; *4* — то же, крупного дробления фабрики № 2; *5* — то же, среднего и мелкого дробления фабрики № 2; *6* — главный корпус фабрики № 1; *7* — то же, фабрики № 2; *8* — склад дробленой руды фабрики № 1; *9* — склад концентрата фабрики № 1; *10* — то же, фабрики № 2; *11* — то же, аглофабрики; *12* — бункера дробленой руды фабрики № 2

Таблица 121

Удельная производительность основного оборудования фабрики № 2 ЮГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180	т/ч	1634,1
редукционная КРД-900	т/ч	716,7
среднего дробления КСД-2200	т/ч	351
мелкого дробления КМД-2200	т/ч	351
Секции 1—8		
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × 4500 (I стадия измельчения)	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	0,5—0,055
шаровая с решеткой МШР-3600 × 4000 (II стадия измельчения)	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	1—1,2
то же, (III стадия измельчения)	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	0,6—0,62
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации (барабан диаметром 600 мм, длиной 1500 мм):		
с противоточной ванной (I стадия сепарации)	т/м·ч	30
то же, (II стадия сепарации)	т/м·ч	40
то же, (III стадия сепарации)	т/м·ч	12—13
то же, (IV стадия сепарации)	т/м·ч	40—46
то же, (V стадия сепарации)	т/м·ч	7—8
Секции 9—14		
Мельница шаровая с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500:		
I стадия измельчения	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	1—1,08
II стадия измельчения	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	1—1,1
III стадия измельчения	$т/м^3 \cdot ч$ по классу —0,074 мм	0,28—0,31
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации (барабан диаметром 800 мм, длиной 2500 мм):		
с противоточной ванной (I стадия сепарации)	т/м·ч	28—47
то же, (II стадия сепарации)	т/м·ч	44—50
с полупротивоточной ванной (III стадия сепарации)	т/м·ч	17
то же, (IV стадия сепарации)	т/м·ч	45
то же, (V стадия сепарации)	т/м·ч	10
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	$т/м^2 \cdot ч$	0,55—0,66

Таблица 122

Химический состав руды и концентрата фабрики ПКГОКа

Продукт	Содержание, %									
	$Fe_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	п. п. п.
Руда	32,21	19,4	24,4	40,2	1,25	1,52	3,31	0,14	0,04	—
Концентрат	65,6	27,1	63,48	7,8	0,05	0,25	0,38	0,02	0,0044	0,89

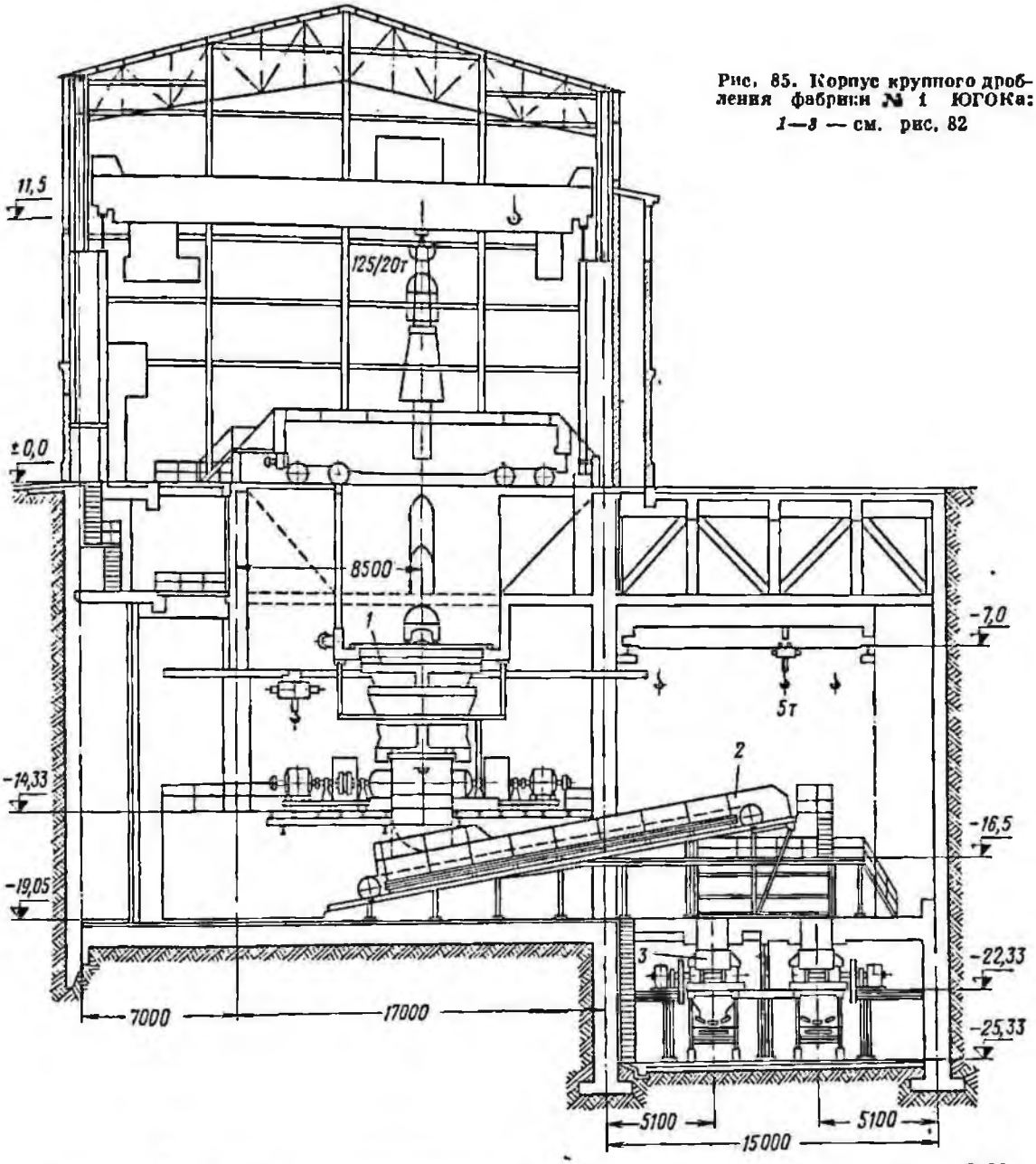


Рис. 85. Корпус крупного дробления фабрики № 1 ЮГОКа:
1—3 — см. рис. 82

Конечный концентрат отправляется потребителю железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на обогатительной и дробильной фабриках ИКГОКа на 1 *т*

	Руда		Концентрат обогатительной фабрики
	дробильной фабрики	обогатительной фабрики	
Электроэнергия, *квт·ч* . . .	1,528	18,9	49,38
Вода, в том числе оборотная, *м³*	0,16	5,0	13,06
Шары, *кг* . . .	—	1,16	3,03
Стержни, *кг* . .	—	0,417	1,09
Футеровка, *кг*	0,088	0,136	0,355
Фильтроткань, *м²*	—	0,0032	0,0083

Схема цепи аппаратов показана на рис. 93.

Производительность основного технологического оборудования приведена в табл. 123.

Хвосты фабрики направляются самотеком до пульпонасосной станции, откуда насосами перекачиваются на расстояние 1,5 *км* в хвостохранилище балочного типа.

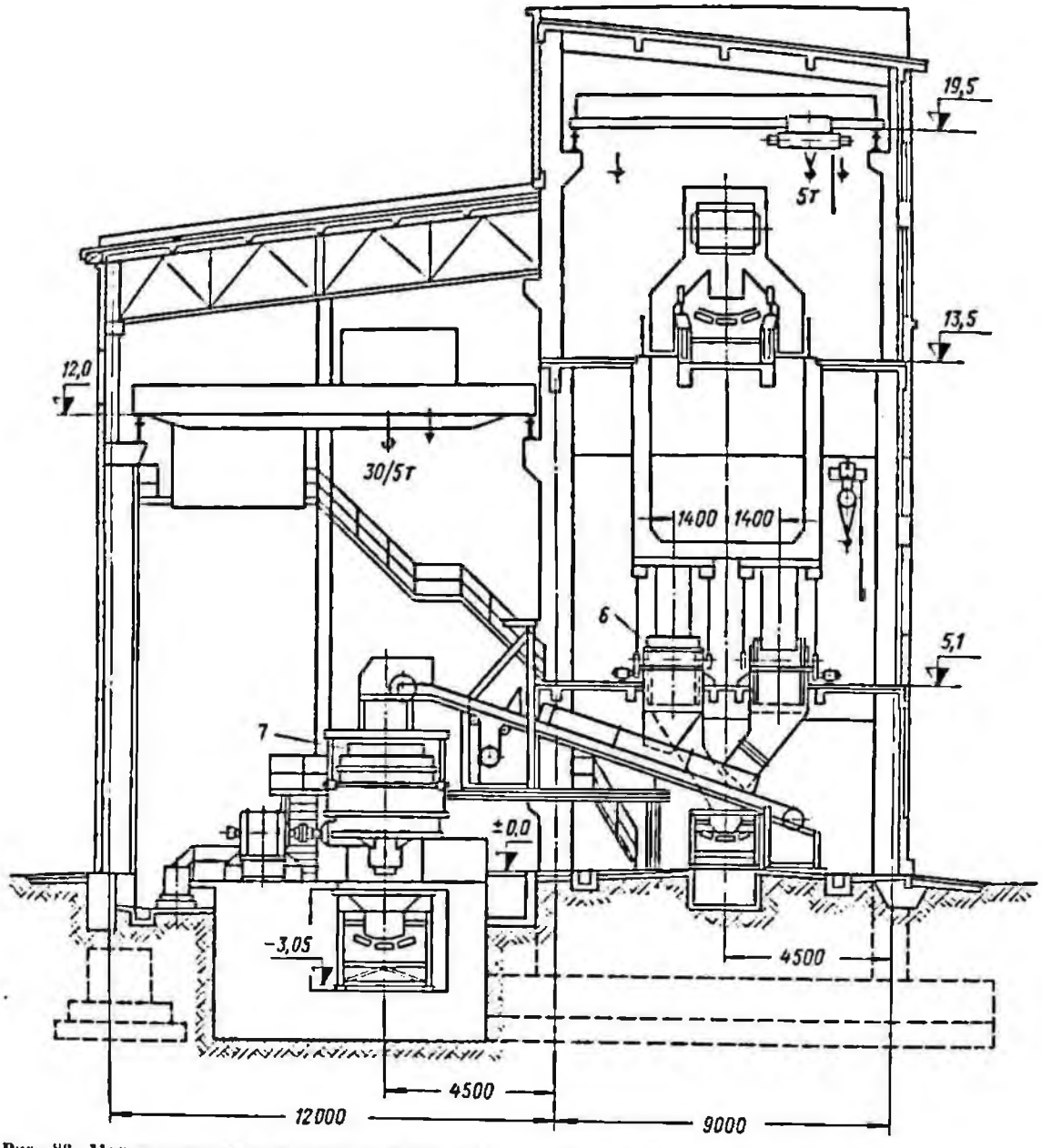


Рис. 86. Корпус мелкого дробления фабрики № 1 ЮГОКа:

6 и *7* — см. рис. 82

Оборотная вода из хвостохранилища используется на фабрике полностью.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 94—97.

Фабрика Центрального горнообогатительного комбината (г. Кривой Рог)

Фабрика перерабатывает магнетитовые и окисленные руды Глеевatского участка Криворожского железорудного месторождения.

Месторождение осадочно-метаморфического происхождения. Железистые горизонты I, II и IV сложены сидерито-магнетитовыми и хлорито-сидерито-магнетитовыми роговиками, которые с поверхности частично окислены.

Железистый горизонт V находится целиком в зоне окисления и сложен мартитовыми, гематито-мартитовыми роговиками и джеспилитами.

Нерудные минералы представлены в основном кварцем и небольшим количеством глинозема, кальция и магния. Вкрапленность рудных минералов мелкая и тонкая.

Химический состав руд и концентратов приведен в табл. 124.

Коэффициент крепости руды 1—20, плотность 3,2—3,4 *т/м*³, влажность до 3%.

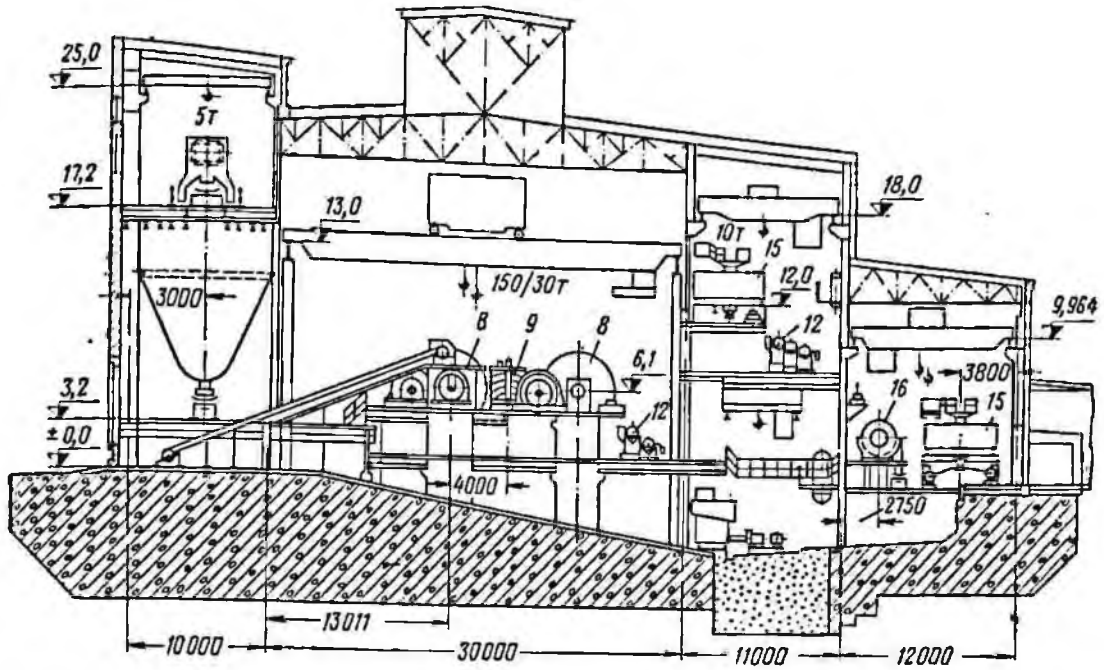


Рис. 87. Главный корпус фабрики № 1 ЮГОКа
8, *9*, *12*, *15* и *16* — см. рис. 82

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Первая очередь фабрики введена в эксплуатацию в 1961 г.

Руда на фабрику доставляется железнодорожным транспортом.

Все корпуса фабрики работают по непрерывному графику в 3 смены по 8 ч.

Технологическая схема дробления включает четыре стадии дробления с грохочением в открытом цикле перед IV стадией с доведением конечной крупности материала до 25—0 *мм*. Магнетитовая и окисленная руды дробятся отдельными потоками.

Технологическая схема обогащения окисленных руд (98, *а*) разделяется на два самостоятельных передела — восстановительный обжиг и обогащение. Схема обогащения (1—7 секции) включает три стадии измельчения с доведением конечной крупности материала до 95% класса —0,074 *мм* и четыре стадии магнитной сепарации.

Для обогатительной фабрики условно принято $\gamma_1 + \gamma_2 = 100\%$; $\beta_1 + \beta_2 = 37\%$; $\varepsilon_1 + \varepsilon_2 = 100\%$.

Технологическая схема обогащения магнетитовой руды 8—17 секций (рис. 98, *б*) включает три стадии измельчения руды с доведением конечной крупности измельченного материала до 98% класса —0,074 *мм* и пять стадий магнитной сепарации. Секция 18 в отличие от секций 8—17 имеет две стадии измельчения.

Технологические показатели работы фабрики ЦГОКа

Переработано руды, тыс. *т*	18 875,2
Получено концентрата, тыс. *т*	7205
Выход концентрата, %	36,3
Содержание железа, %:	
в руде общего	33,6
в руде магнетитового	23,5
в концентрате	65,14
в хвостах	15,7
Извлечение железа в концентрат, %	70,3
Влажность, %:	
руды	3
концентрата	10,6

Полученный концентрат частично направляется конвейером на фабрику окомкования, а частично железнодорожным транспортом другим потребителям.

Расход электроэнергии, воды и материалов на дробильной, обжиговой и обогатительной фабриках ЦГОКа на 1 *т*

	Руда фабрики			Концентрат обогатительной фабрики
	дробильной	обжиговой	обогатительной	
Электроэнергия, *квт·ч*	1,52	10,0	20,09	52,6
Вода, в том числе оборотная, *м*³	0,12	8,3	9,97	26,1
Шары, *кг*	—	—	1,24	3,25
Футеровка, *кг*	0,0464	0,026	0,098	0,258
Фильтроткань, *м*²	—	—	0,0038	0,01

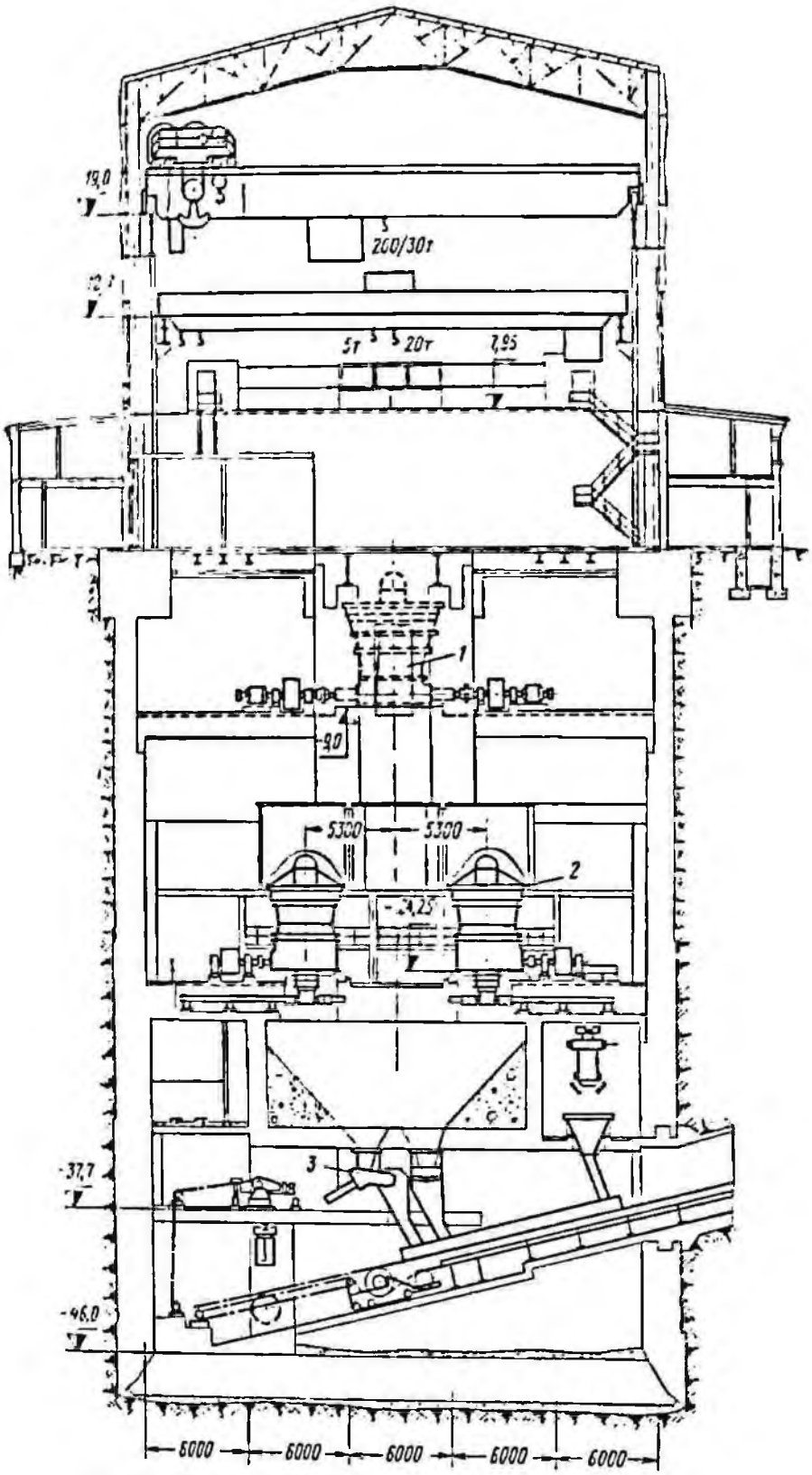


Рис. 88. Корпус крупного дробления фабрики № 2 ЮГОКа:
1—3 — см. рис. 83, *а*

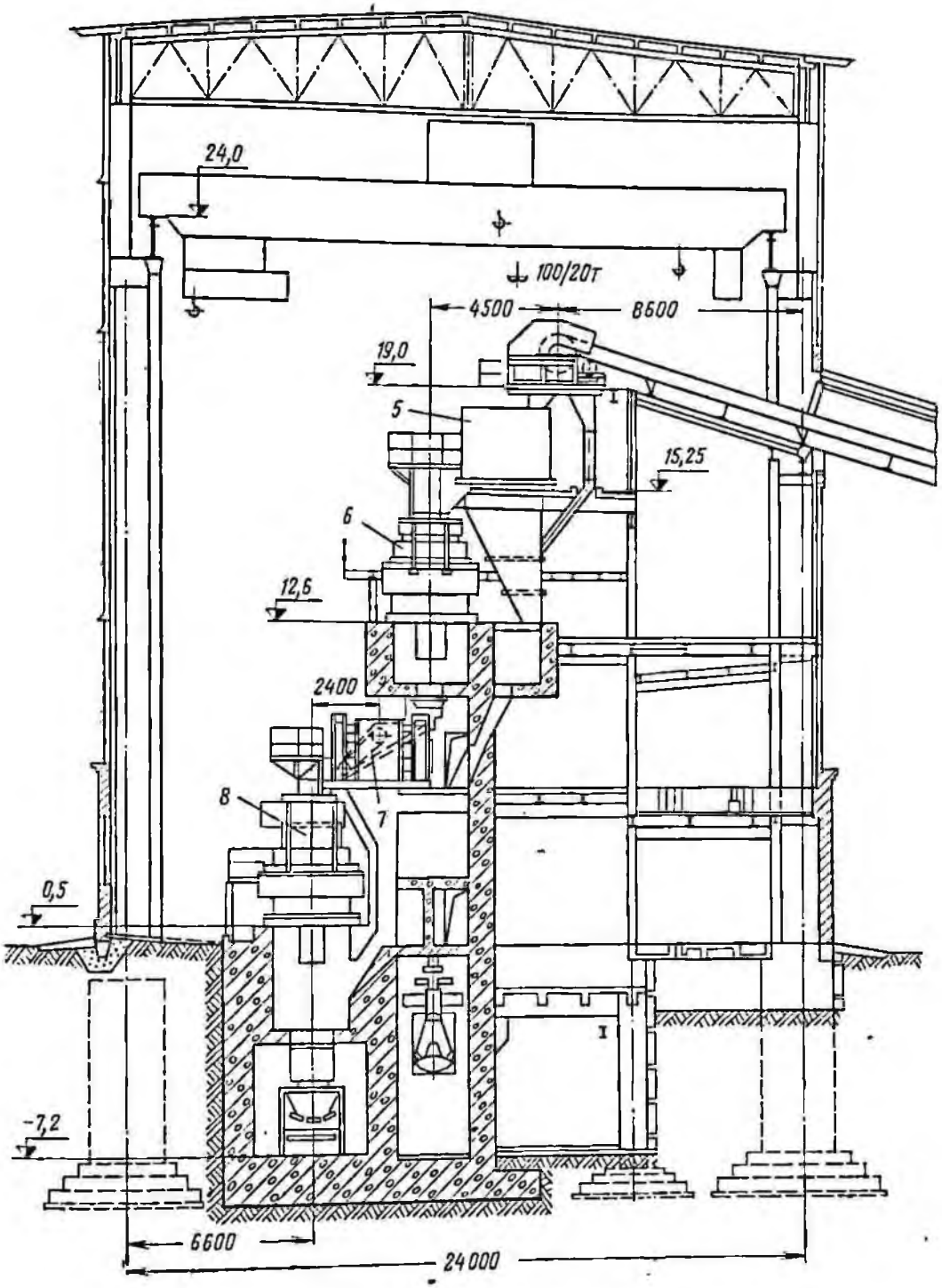


Рис. 89. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики № 2 ЮГОКа:
5—8 — см. рис. 83, *а*

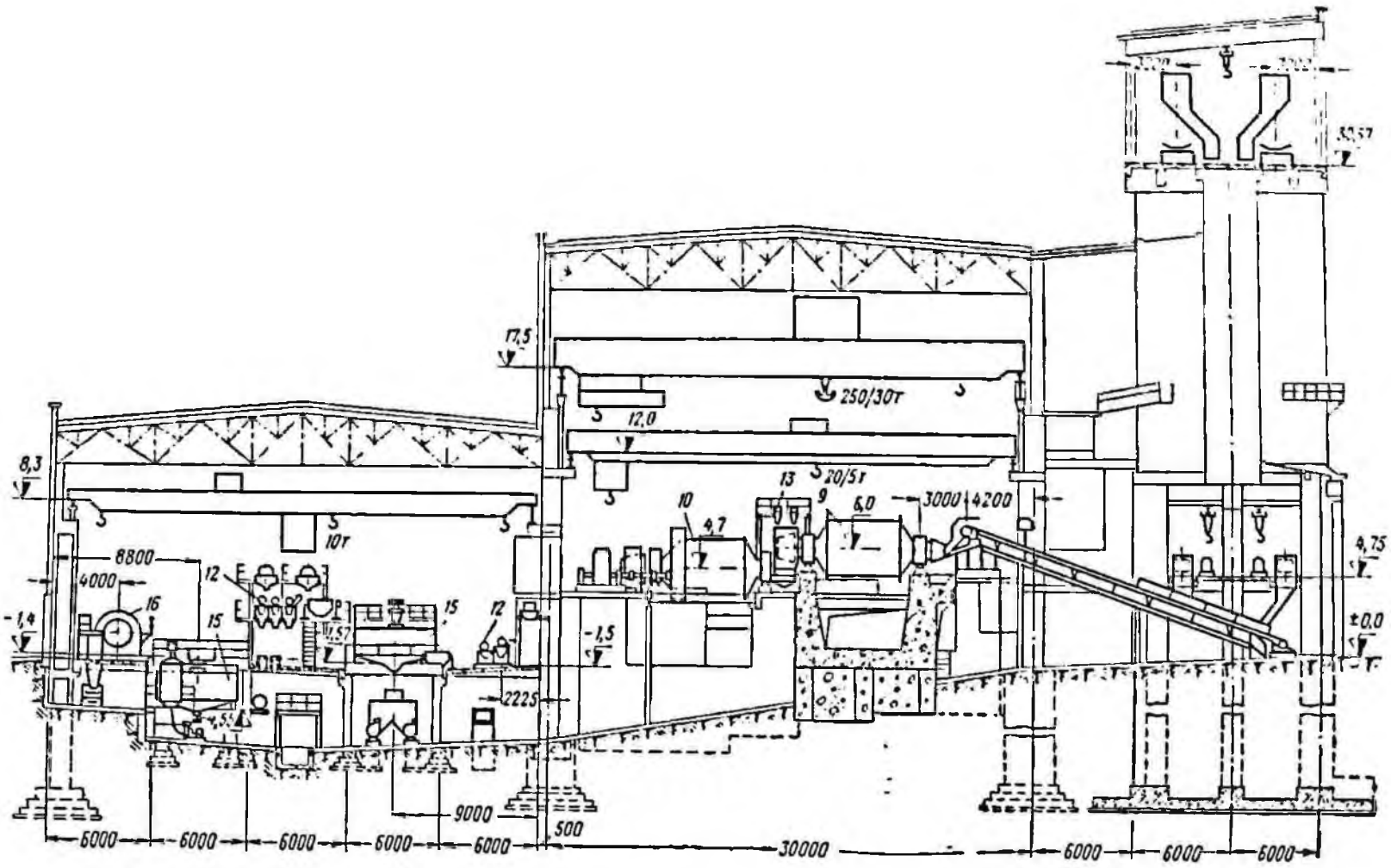


Рис. 90. Главный корпус фабрики № 2 ЮГОКа (1—8 секции):
9, 10, 12, 13, 15 и 16 — см. рис. 83, *а*

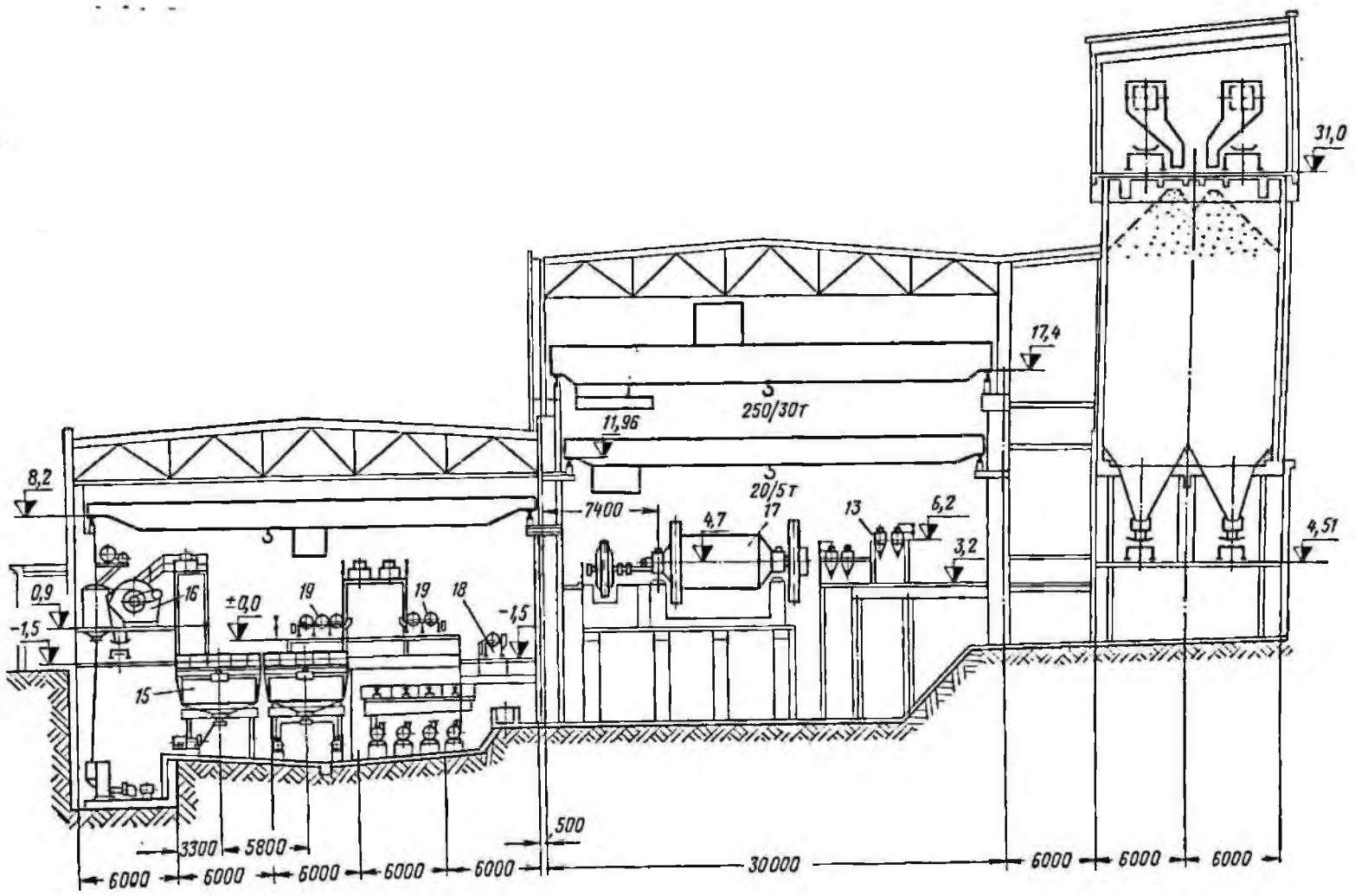


Рис. 91. Главный корпус фабрики № 2 ЮГОКа (9—14 секции):
13, 15, 16—19 — см. рис. 83, *б*

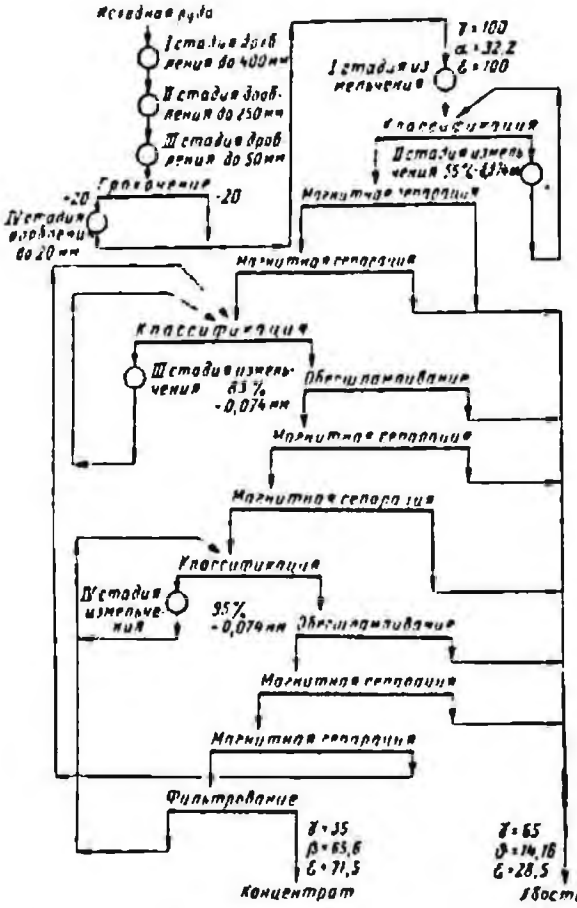
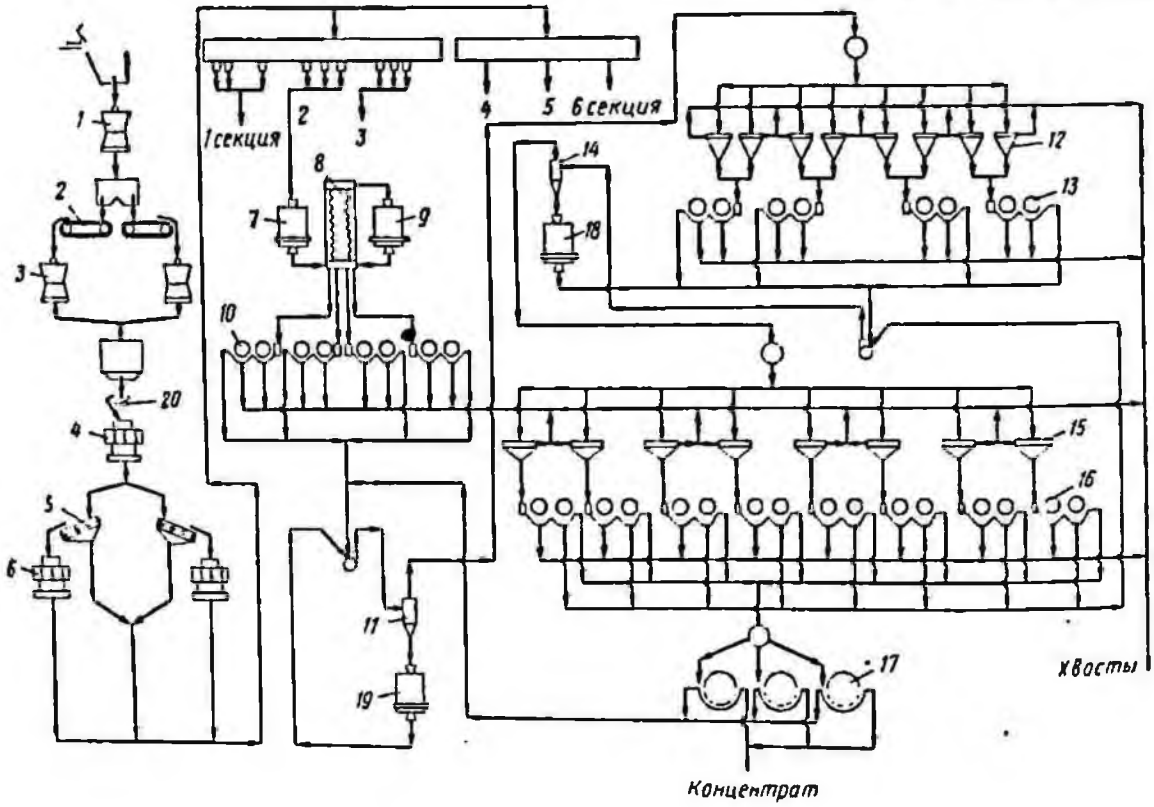


Рис. 92. Технологическая схема обогащения фабрики НКГОКа

Рис. 93. Схема цепи аппаратов фабрики НКГОКа (1—6 секции):

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 (2); *2* — пластинчатый питатель 1-18-150 (4); *3* — конусная дробилка редукционная КРД-900 (4); *4* — то же, среднего дробления КСД-2200 (5); *5* — инерционный грохот 1800 × × 3600 *мм* (9); *6* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (9); *7* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3600 × × 4500 (6); *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-30 (6); *9* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × × 4000 (6); *10* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной диаметром барабана 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (48); *11* — гидроциклон ГЦ-50 (72); *12* — электромагнитный конус 54-КГ (48); *13* — магнитный сепаратор для мокрой магнитной сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (48); *14* — гидроциклон ГЦ-35 (48); *15* — магнитный конус МД-9 (48); *16* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (96); *17* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (6); *18* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШР-3600 × 4000 (6); *19* — то же, МШЦ-3600 × 5150; (6); *20* — электровибрационный питатель с лотком ПЭВ2-8 × 15 (20)



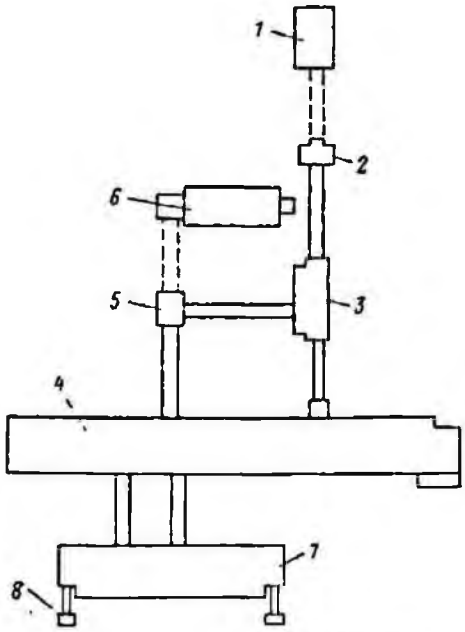


Рис. 94. Схема сооружений фабрики ИКГОКа: *1* — корпус крупного дробления; *2* — то же, приводных станций; *3* — то же, среднего и мелкого дробления; *4* — то же, главный; *5* — перегрузочный узел № 1; *6* — склад дробленой руды; *7* — то же, концентрата; *8* — погрузочный бункер концентрата

Схемы цепи аппаратов показаны на рис. 99.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 125.

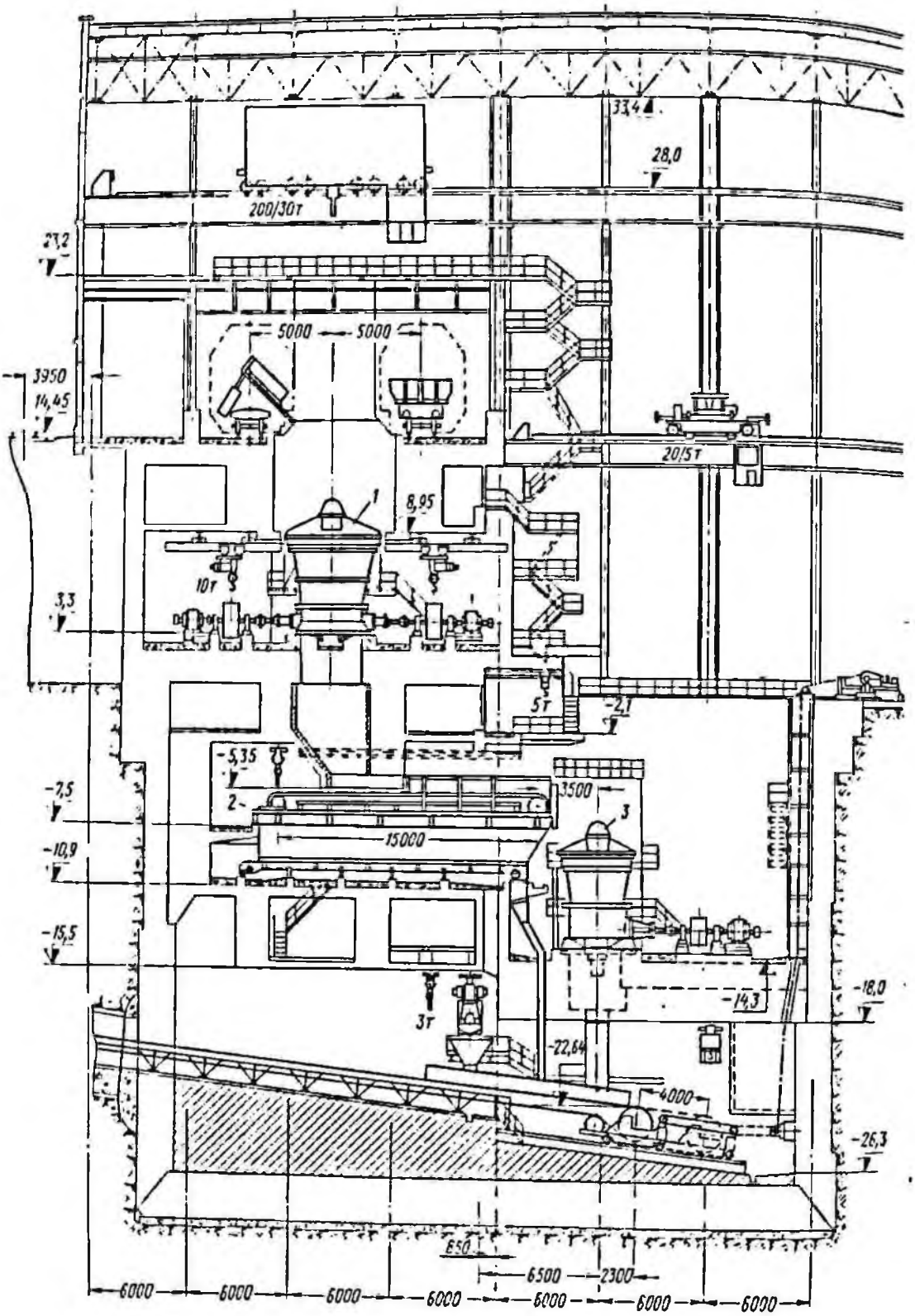
Хвосты фабрики самотеком транспортируются в хвостохранилище, расположенное в 2 *км* от фабрики. В дальнейшем для перекачки хвостов около фабрики будет построена насосная станция.

Вода из хвостохранилища полностью используется как оборотная с компенсацией потерь при фильтрации и испарении.

Таблица 123

Удельная производительность основного оборудования дробильной и обогатительной фабрик ИКГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180	*т/ч*	2290
редукционная КРД-900	*т/ч*	1156
среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	476
мелкого дробления КМД-2200/400	*т/ч*	270
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3600 × 4500 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1,05
шаровая с решеткой МШР-3600 × 4000 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	2,06
шаровая с центральной разгрузкой 3600 × × 5150 *мм* (III стадия измельчения, 1—6 секции)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,92
то же, МШЦ-3600 × 4000 (IV стадия измельчения, 1—6 секции)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,34
то же, МШЦ-3600 × 5500 (III стадия измельчения, 7 и 8 секции)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,92
то же, МШЦ-3600 × 5500 (IV стадия измельчения, 7 и 8 секции)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,34
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	30
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 800 мм, длиной 2500 мм (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	12—13
то же, барабан диаметром 900 *мм*, длиной 2500 *мм* (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	12
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,59


33,4
28,0
200/30т
27,2
5000
5000
3950
14,45
20/5т
8,95
1
10т
3,3
5т
-2,1
-5,35
2
-7,5
3500
3
15000
-10,9
-15,5
-14,3
-18,0
3т
-22,64
4000
-26,3
650
6500
2300
6000
6000
6000
6000
6000
6000
6000

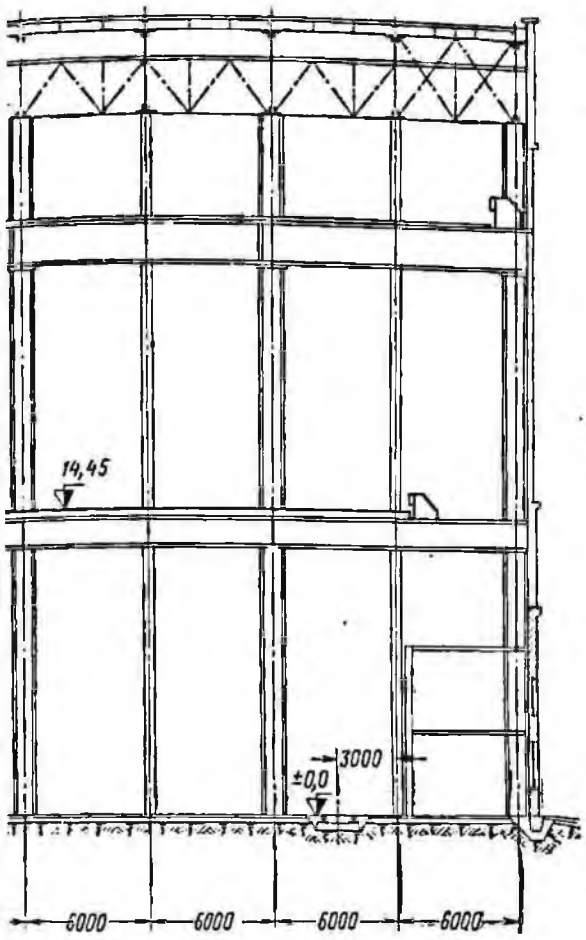


Рис. 95. Корпус крупного дробления фабрики НКГОКа:
1—3 — см. рис. 93

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 100—104.

Фабрика Северного горнообогатительного комбината (СевГОКа) (г. Кривой Рог)

Фабрика перерабатывает руды Первомайского и Анновского месторождений Криворожского железорудного бассейна.

Месторождения осадочно-метаморфического происхождения. Руды подразделяются на три типа: грубослоистые силикатно-магнетитовые роговики, крупновкрапленные, легкообогатимые; среднеслоистые, состоящие из мелкозернистого магнетита, рассеянного в кварцевых и силикатных зернах, что ухудшает показатели обогащения;

Таблица 124

Примерный химический состав руд и концентратов фабрики ЦГОКа

Продукт	Содержание, %															
	$Fe_{раст}$	$Fe_{общ}$	$FeO_{раст}$	$FeO_{общ}$	Fe_2O_3	$Fe_{сидер}$	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	S	TiO_2	Na_2O	K_2O	CO_2	п. п. п.
Руда:																		
мартитовая	35,3	35,3	3	3	47,2	—	47	0,34	0,05	0,27	0,119	0,101	0,069	—	0,05	0,04	0,28	1,75
лимонито-мартитовая	34,5	34,5	1,8	1,8	47,3	—	46,3	1,15	0,05	0,32	0,121	0,105	0,013	—	0,06	0,04	0,22	2,85
малорудная и безрудная	17,9	17,9	4,5	4,5	20,6	—	71,8	0,44	0,05	0,46	0,145	0,055	0,041	—	0,07	0,03	0,77	2,3
сидерито-магнетитовая	36	36,7	15,2	16	34,7	—	42,7	0,63	0,28	1,3	0,147	0,117	0,048	—	0,12	0,1	2,83	3,97
железослюдковые джеспилиты	38	38	2,3	2,2	51,9	—	44,4	0,17	0,05	0,32	0,132	—	0,007	—	0,05	0,04	0,35	1
Концентрат:																		
из магнетитовых руд	—	66,5	28,1	28,1	—	0,15	6,1	0 44	0,15	0,25	0,03	0,02*	0,028	0,032	—	—	0,64	—2,23
из окисленных руд	—	63,7	22,5	22,5	—	0,19	9,4	0,76	0,13	0,12	0,031	0,034*	0,026	0,033	—	—	0,17	—2,03

* Содержание фосфора.

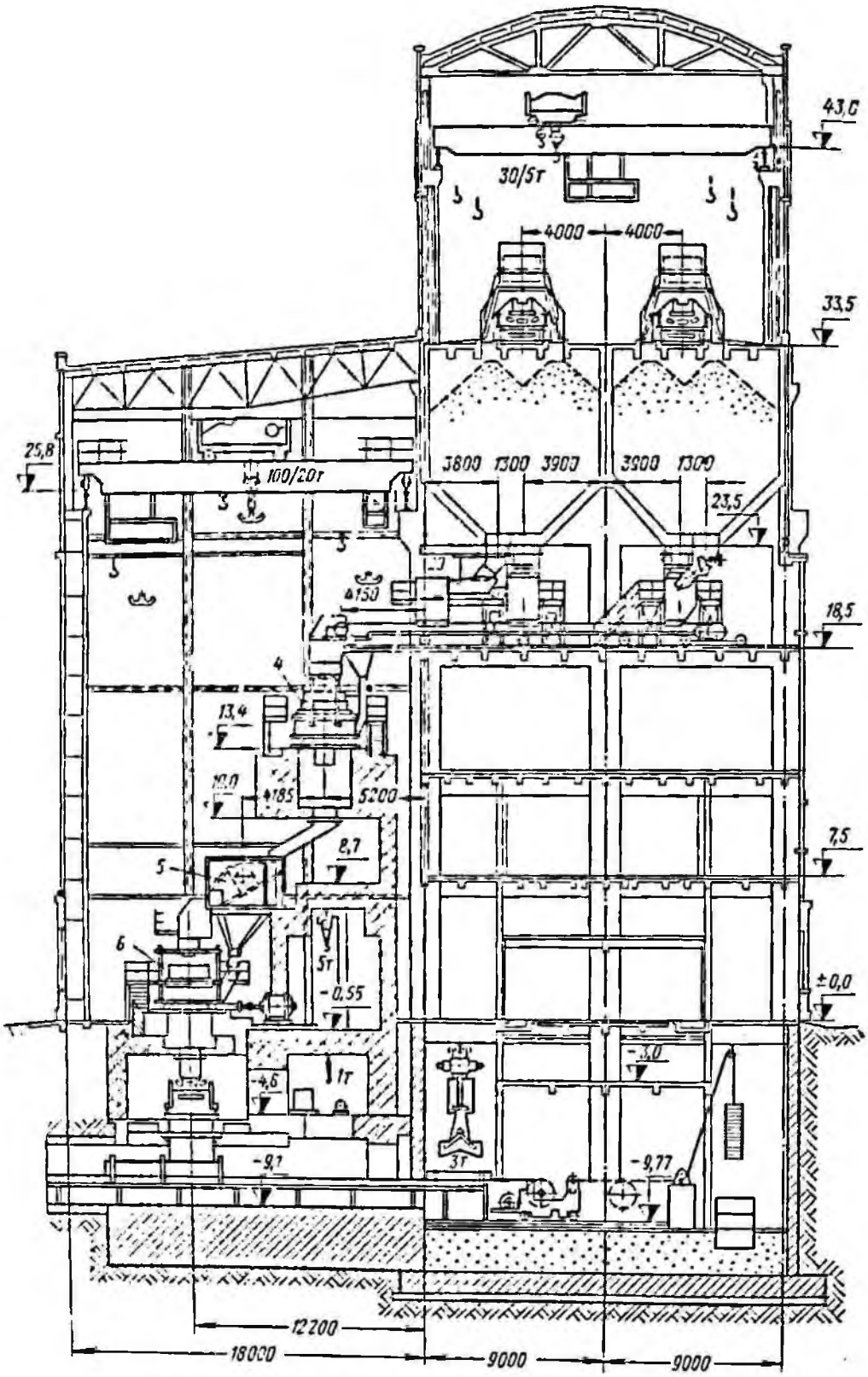


Рис. 98. Корпус среднего и мелкого дробления НКГОКа:
1—6 и *20* — см. рис. 93

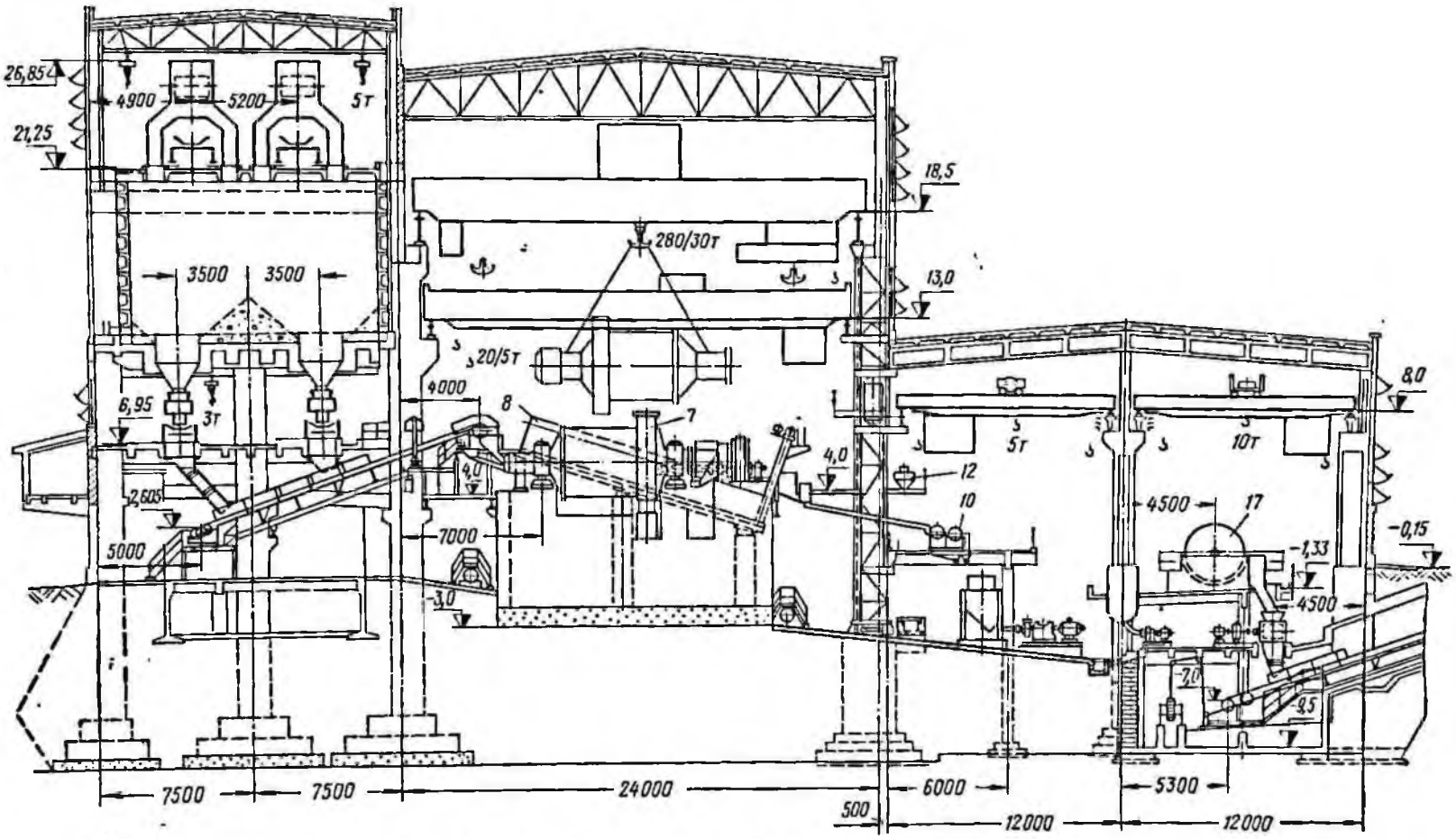


Рис. 97. Главный корпус фабрики НКГОКа (секции 1—6):
7, 8, 10, 12 и 17 — см. рис. 93

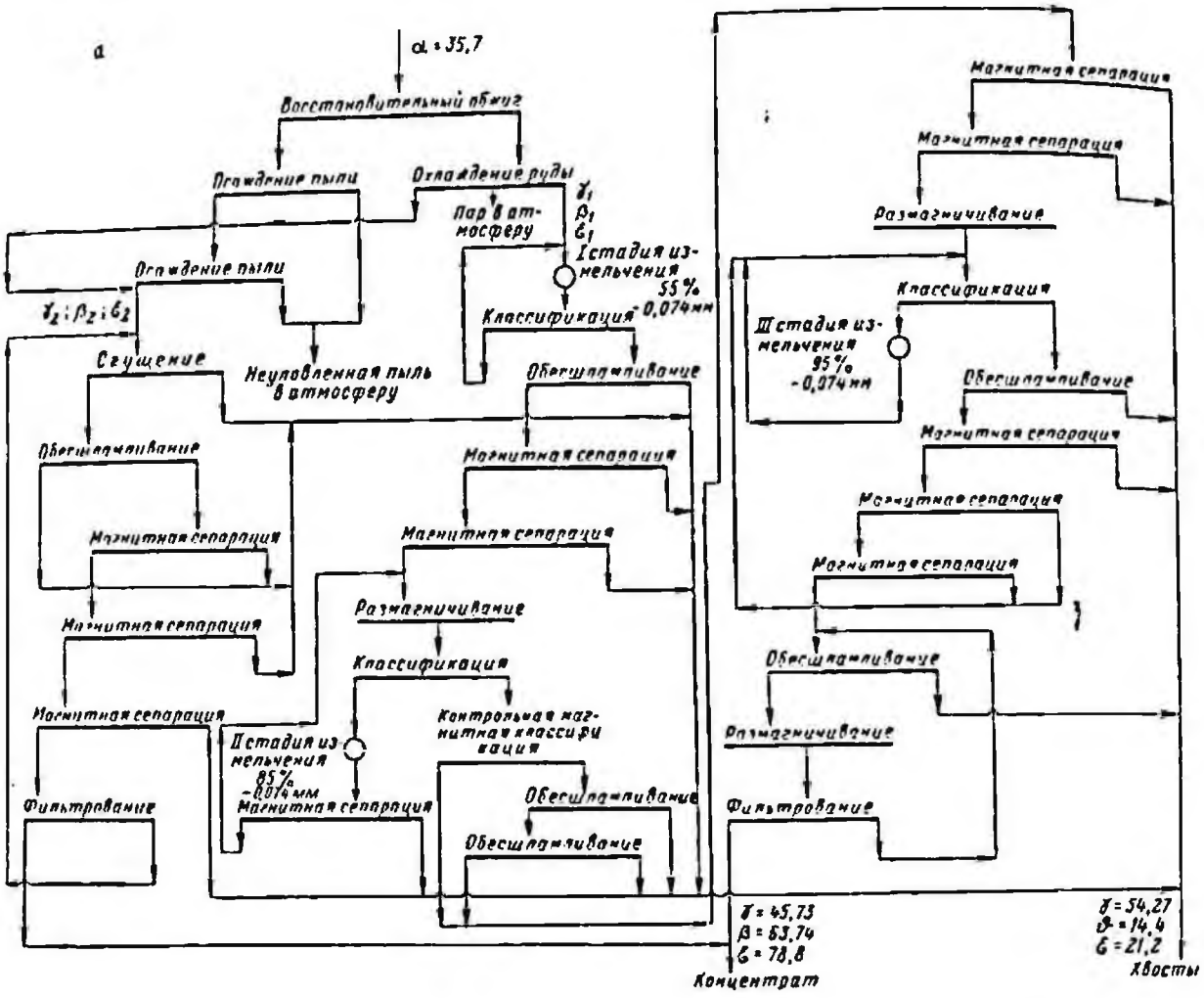


Рис. 98. Технологическая схема
а — секции 1—7;

тонкослоистые серополосчатые магнетитовые роговики с интенсивной вкрапленностью как рудных, так и нерудных минералов в смешанных слоях. Последний тип руд наиболее трудно обогащается.

Основной рудный минерал — магнетит с небольшим количеством железистых силикатов, нерудные минералы — главным образом кварц и небольшое количество глинозема, кальция и магния.

Химический состав руды и получаемого концентрата приведен в табл. 126.

Коэффициент крепости руды 12—20, плотность 3,2—3,4 *т/м*³, влажность до 3%.

Месторождения разрабатываются открытым способом. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Первая очередь обогатительной фабрики (секции 1—16) введена в эксплуатацию в 1963—1964 гг., вторая (секции 17—27) — в 1964 г.

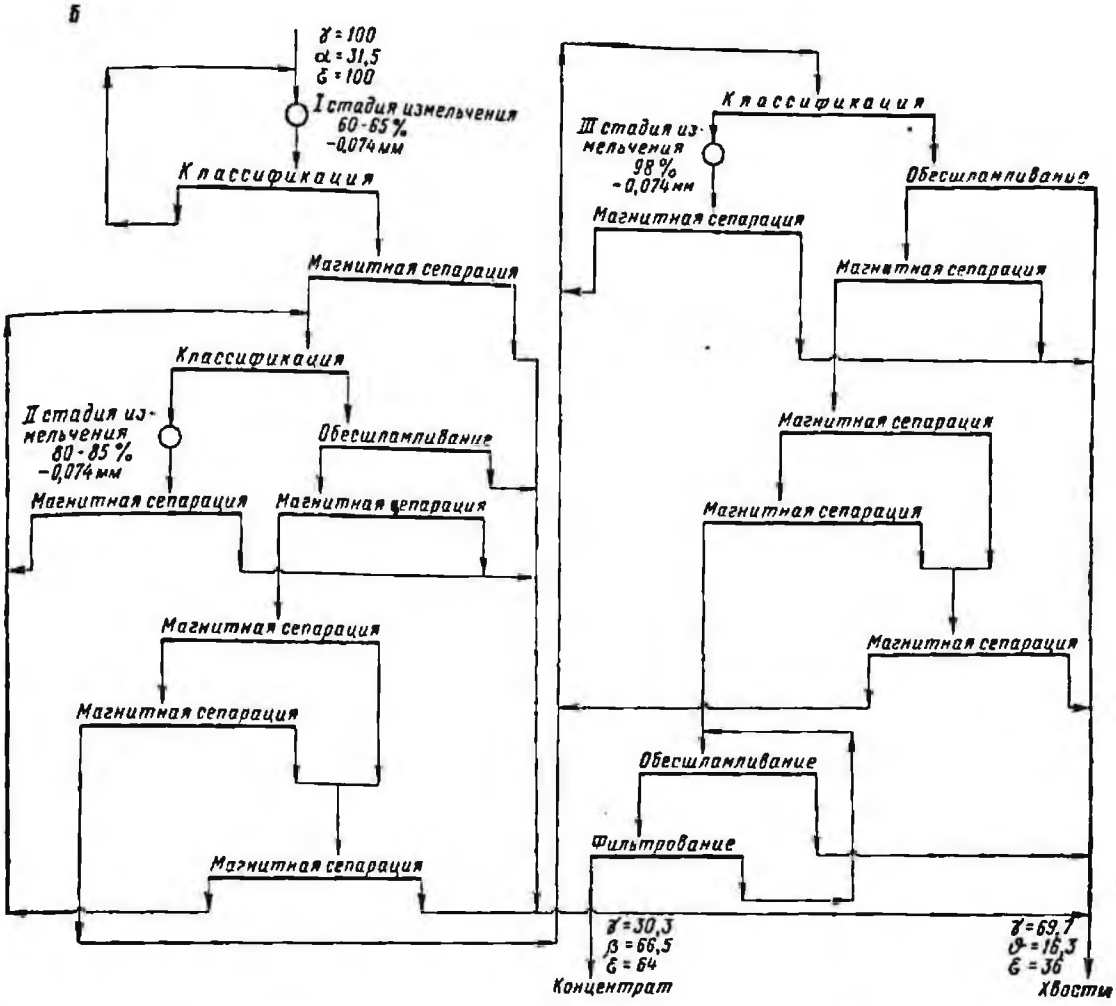
Руда на фабрику доставляется железнодорожным транспортом.

Технологическая схема дробления (рис. 105, *а*) включает дробление руды в четыре стадии с предварительным грохочением перед IV стадией до конечной крупности 20—0 *мм* (содержание класса +20 *мм* в дробленом продукте до 8%).

Технологическая схема обогащения 1—16 секции (см. рис. 105, *а*) включает три стадии измельчения в замкнутом цикле до 98% класса —0,063 *мм* и четыре стадии мокрой магнитной сепарации.

Технологическая схема обогащения 17—27 секции (рис. 105, *б*) включает три стадии измельчения руды в замкнутом цикле до 98% класса —0,063 *мм* и пять стадий мокрой магнитной сепарации.

б



обогащения фабрики ЦГОКа:
б — секции 10—17

Технологические показатели работы фабрики СевГОКа

Переработано руды, тыс. *т*	33 124,2
Получено концентрата, тыс. *т*	14 330,3
Выход концентрата, %	39,94
Содержание железа, %:	
в руде общего	34,2
в руде магнетитового	26,47
в концентрате	64,88
в хвостах общего	13,78
в хвостах магнетитового	2,23
Извлечение железа в концентрат, %:	
общего	75,8
магнетитового	94,9
Влажность концентрата, %	10,46

Полученный концентрат отправляется потребителям железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике СевГОКа на 1 *т* концентрата

Электроэнергия, *квт·ч*	60,04
Вода, в том числе оборотная, *м*³	29,1
Шары, *кг*	3,79
Футеровка, *кг*	0,29
Фильтроткань, *м*²	0,005

Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики 1—16 секции показана на рис. 106, *а*, 17—27 секции — на рис. 106, *б*.

Производительность основного технологического оборудования приведена в табл. 127.

Хвосты фабрики направляются в хвостохранилище самотеком по лотку с уклоном 1% на расстояние до 1,5 *м* в балку, перегороженную дамбой высотой до 30 *м*. Вода из хвостохранилища используется как

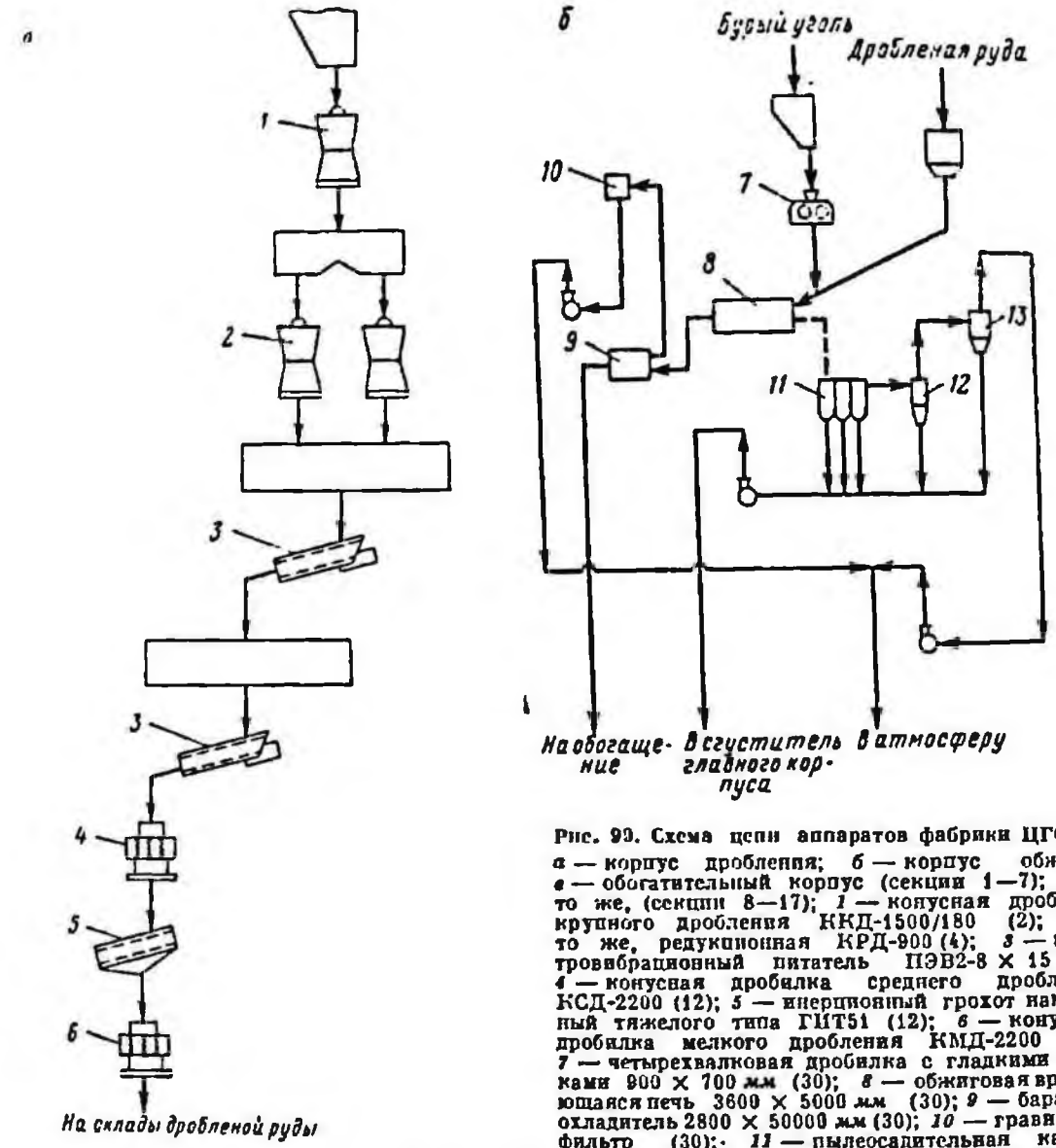
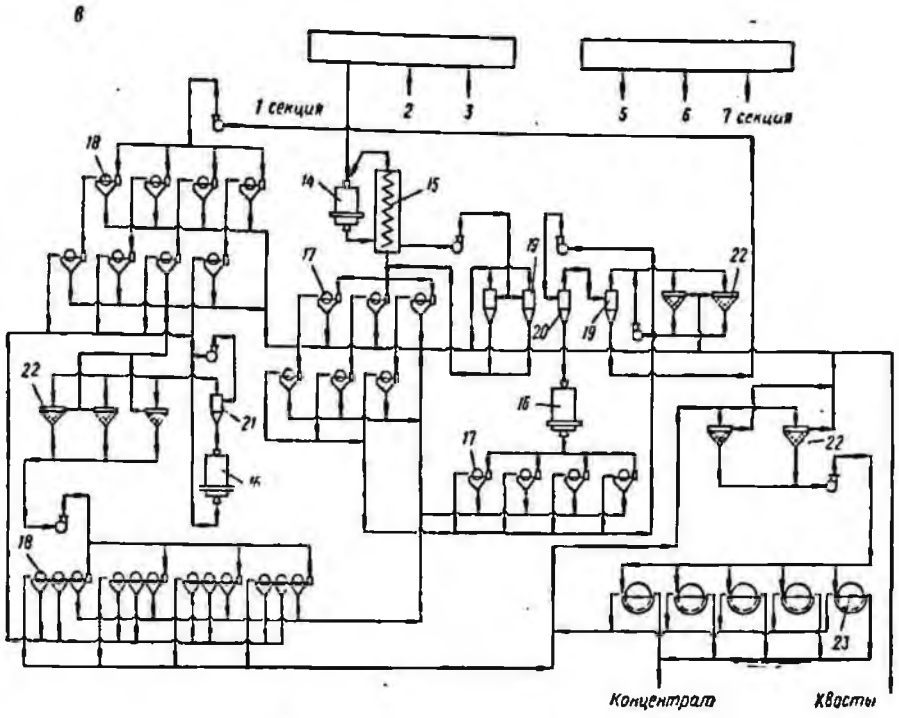


Рис. 99. Схема цепи аппаратов фабрики ЦГОКа:

а — корпус дробления; *б* — корпус обжига; *в* — обогатительный корпус (секции 1—7); *г* — то же, (секции 8—17); *1* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 (2); *2* — то же, редукционная КРД-900 (4); *3* — электровибрационный питатель ПЭВ2-8 × 15 (16); *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (12); *5* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (12); *6* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (12); *7* — четырехвалковая дробилка с гладкими валками 900 × 700 *мм* (30); *8* — обжиговая вращающаяся печь 3600 × 5000 *мм* (30); *9* — барабан-охладитель 2800 × 50000 *мм* (30); *10* — гравийный фильтр (30); *11* — пылеосадительная камера (30); *12* — батарейный циклон (30); *13* — мокрый прутковый волоуловитель диаметром 3000 *мм* (30); *14* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × × 4000 (6 + 10); *15* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24 (24); *16* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5000 (12 + 10); *17* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (60 + 20); *18* — то же, с полупротивоточной ванной (120 + 20); *19* — гидроциклон диаметром 750 *мм* с магнитным устройством (36); *20* — гидроциклон ГЦ-75 (12); *21* — то же, ГЦ-35 (144+240); *22* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (42); *23* — дисковый вакуум-фильтр Ду-34-2,5 (30); *24* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (10); *25* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (340); *26* — магнитный конус диаметром 2000 *мм* (68); *27* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (30); *28* — дисковый вакуум-фильтр Ду-27-1,8 (40)


в
1 секция
2
3
5
6
7 секция
18
14
15
17
19
20
22
21
16
23
Концентрат
Хвосты

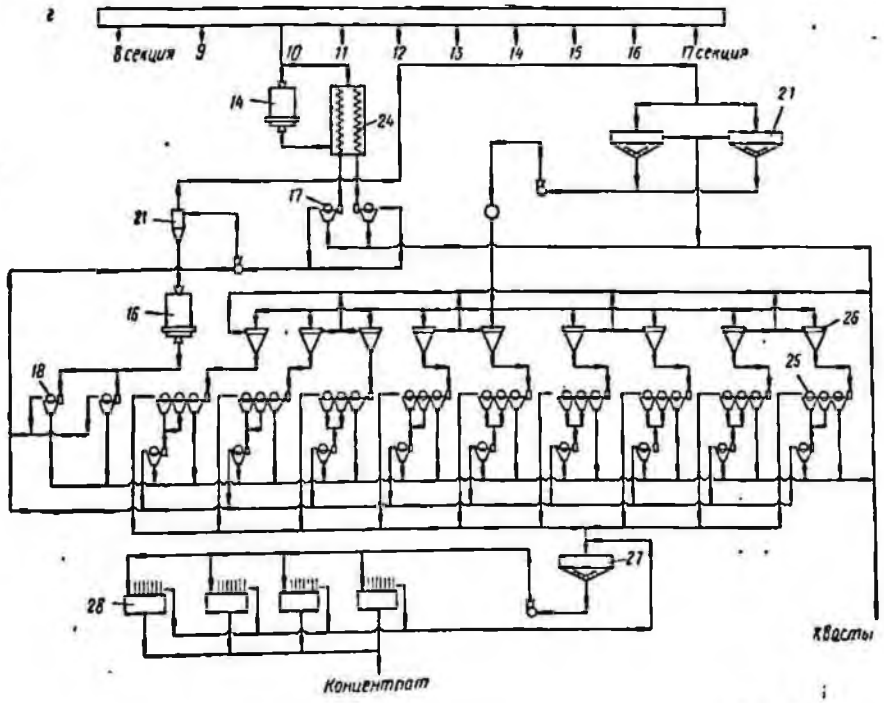

г
8 секция
9
10
11
12
13
14
15
16
17 секция
14
24
21
17
16
18
26
25
27
28
Концентрат
Хвосты

Таблица 125

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики ПГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180	*т/ч*	1200
редукционная КРД-900/100	*т/ч*	1181
среднего дробления КСД-2200А	*т/ч*	289
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	217
Печь обжиговая 3600 × × 50 000 *мм* . . .	*т/ч*	43
Секции 1—7		
Мельница шаровая:		
с решеткой МШР-3600 × × 4000 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1,9
с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × × 5000 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч*	0,6
то же, (III стадия измельчения)	*т/м³·ч*	0,35
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации (барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм*):		
с противоточной ванной (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	12,2
то же, (II стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	12,6
с полупротивоточной ванной (III стадия сепарации) . . .	*т/м·ч*	3,48
то же, (IV стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	2,61
Вакуум-фильтр дисковый Ду-34-2,5 . .	*т/м²·ч*	0,43
Секции 8—17		
Мельница шаровая:		
с решеткой 3600 × × 4000 *мм* (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1,52
с центральной разгрузкой 3600 × × 5000 *мм* (II стадия измельчения)	*т/м³·ч*	0,74
то же, (III стадия измельчения)	*т/м³·ч*	0,5
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	24
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	38,6
то же, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	9,3
то же, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (IV стадия сепарации)	*т/м·ч*	30,7
то же, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (V стадия сепарации)	*т/м·ч*	9
Вакуум-фильтр дисковый Ду-27-1,8 . .	*т/м²·ч*	0,56

оборотная полностью с компенсацией потерь при фильтрации и испарении.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 107—109.

Фабрика Ингулецкого горнообогатительного комбината (Ингулецкого ГОКа) (г. Кривой Рог)

Обогатительная фабрика перерабатывает руды Ингулецкого месторождения Криворожского железорудного бассейна.

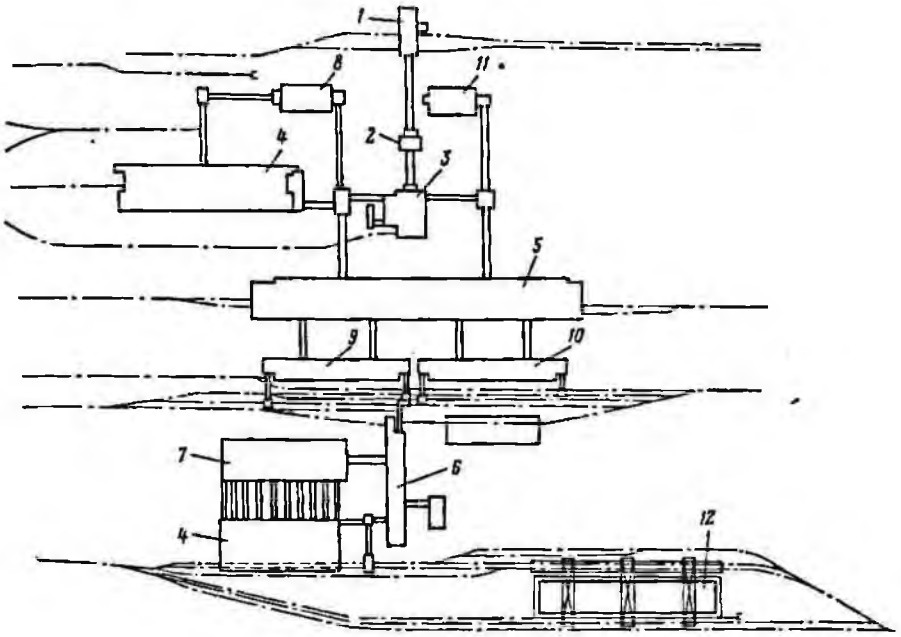


Рис. 100. Схема сооружений фабрики ЦГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, приводных станций; *3* — то же, среднего и мелкого дробления; *4* — то же, обжига; *5* — то же, главный; *6* — то же, приготовления шихты; *7* — то же, окомкования; *8* — склад окисленной дробленой руды; *9* — склад концентрата №1; *10* — то же, № 2; *11* — склад магнетитовой руды; *12* — то же, окатышей

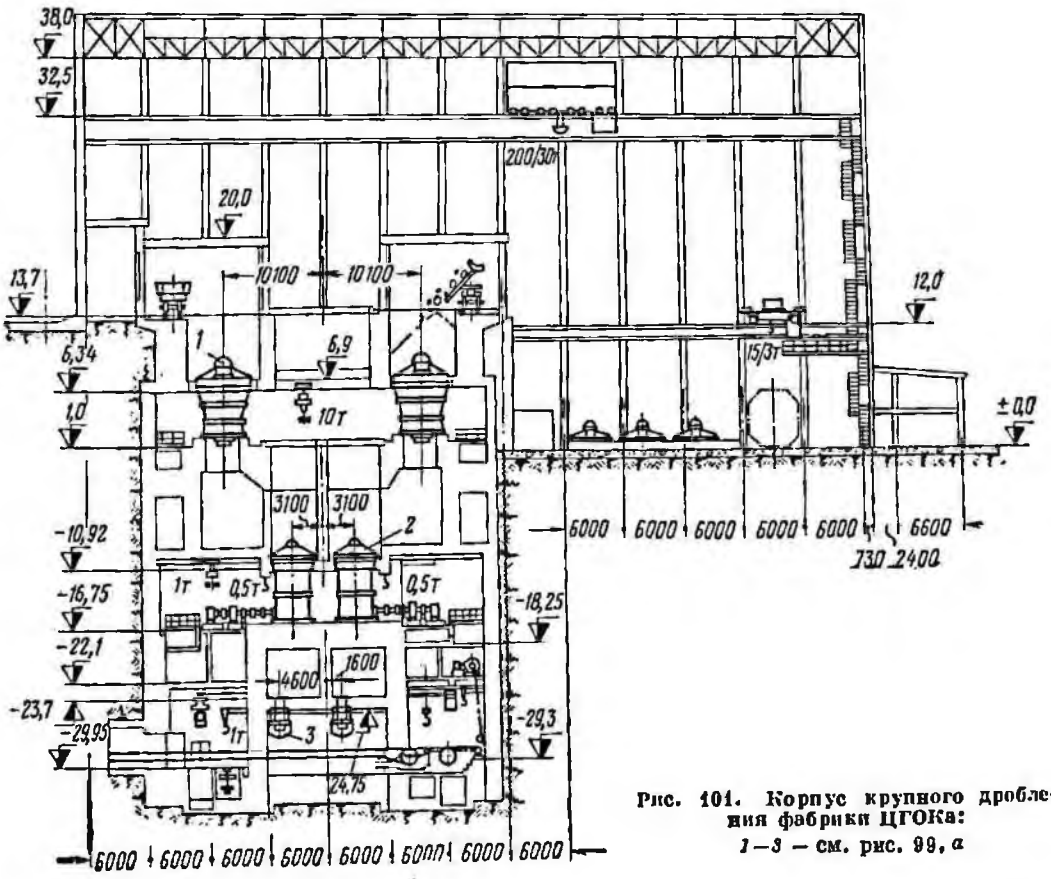


Рис. 101. Корпус крупного дробления фабрики ЦГОКа:

1—3 — см. рис. 99, *а*

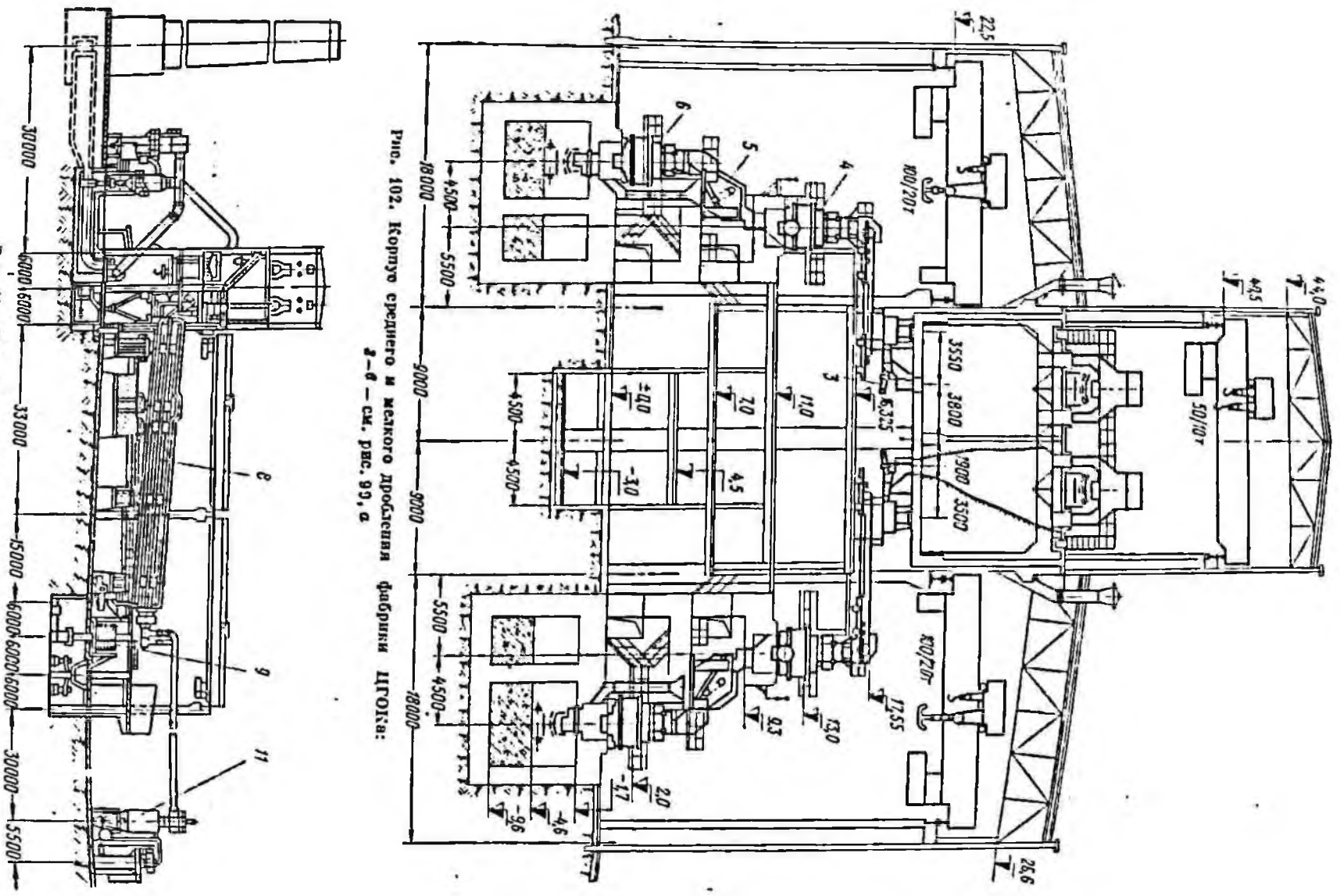


Рис. 102. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики ЦГОКа:
а—б — см. рис. 99, *а*

Рис. 103. Корпус обжига фабрики ЦГОКа:
а, в и *II* — см. рис. 99, *б*

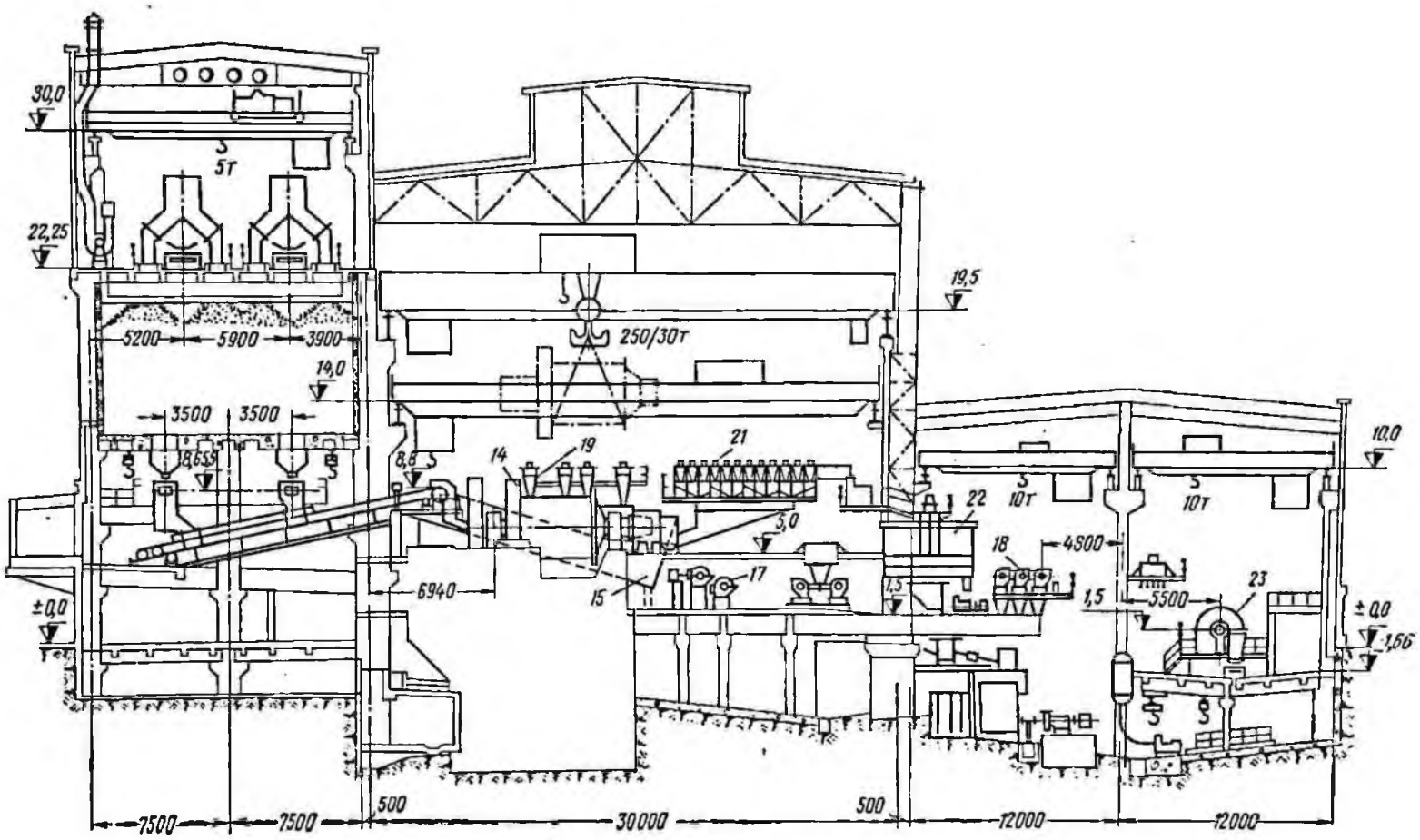


Рис. 104. Главный корпус фабрики ЦГОКа (секции 1—7):
14, 15, 17—19, 21—23 — см. рис. 99, *а*

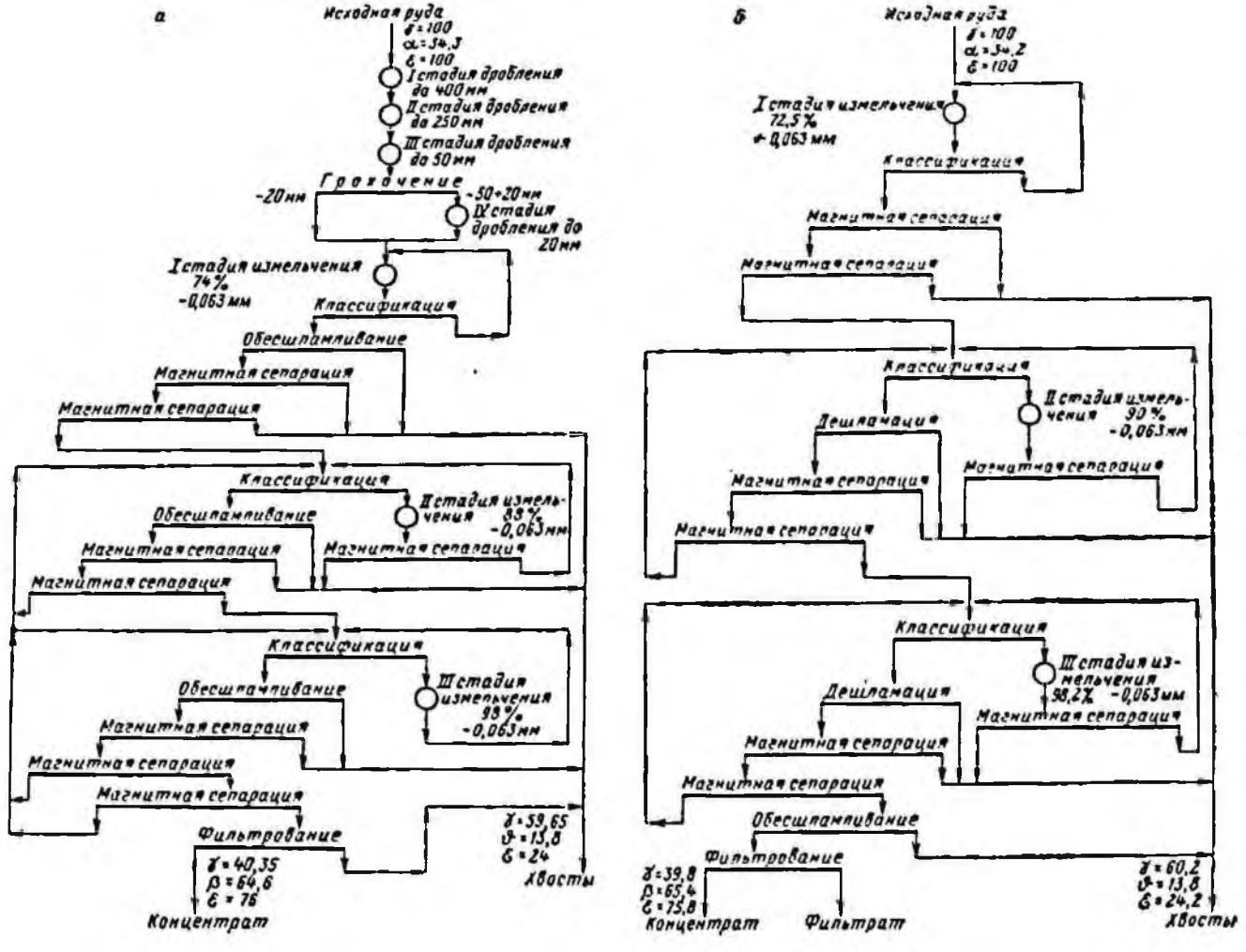


Рис. 105. Технологическая схема обогащения фабрики СевГОКа:
а — секции 1—16; б — секции 17—27

Таблица 126

Химический состав руды и концентрата обогатительной фабрики СевГОКа

Продукт	Содержание, %													
	$Fe_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	S	TiO_2	Na_2O+K_2O	CO_2	H_2O	п. п. п.
Руда	34,2	13,78	32,81	43,91	0,82	1,37	2,08	0,077	0,084	0,086	0,028	0.084	2,11	0,63	2,84
Концентрат	64,88	26,08	62,43	8,72	0,345	0,23	0,32	0,041	0,024	0,04	0,021	0,28	0,45	0,1	0,59

Месторождение осадочно-метаморфического происхождения представлено четырьмя типами руд: труднообогатимой, состоящей из карбонатно-магнетитовых, магнетитовых и силикатно-магнетитовых кварцитов (крупность вкрапленности магнетита 0,008—0,08 *мм*); среднеобогатимой трудноизмельчаемой, состоящей из магнетито-силикатных и карбонатно-силикатно-магнетитовых кварцитов (крупность вкрапленности магнетита 0,02—0,2 *мм*); среднеобогатимой легкоизмельчаемой, состоящей из красно-серополосчатых магнетитовых и силикатно-магнетитовых кварцитов средне- и широкополосчатых (крупность вкрапленности магнетита 0,02—0,07 *мм*); легкообогатимой, состоящей из силикатно-магнетитовых, магнетитовых и магнетито-силикатных кварцитов среднеполосчатых (крупность вкрапленности магнетита 0,02—0,1 *мм*). Нерудные минералы: кварц, карбонаты и амфиболы. Химический состав руды и получаемого концентрата приведен в табл. 128.

Коэффициент крепости руды до 18, плотность 3,2—3,4 *т/м*^{3}, влажность 2%.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска 1200 *мм*.

Первая очередь обогатительной фабрики введена в эксплуатацию в 1965—1966 гг., вторая — в 1969 г.

Руда на фабрику доставляется автосамосвалами.

Технологическая схема обогащения включает дробление руды в четыре стадии до конечной крупности 25—0 *мм* (класса +25 *мм* около 6%), причем в приемных бункерах корпуса среднего и мелкого дробления выделен отсек для питания крупнодробленой рудой секций самоизмельчения. Технологическая схема первой очереди обогатительного комплекса (секции 1—10) (рис. 110, *а*) включает три стадии измельчения в шаровых мельницах и пять стадий магнитной сепарации, второй очереди (секции 11—18) (рис. 110, *б*) включает две стадии измельчения в мельницах самоизмельчения и рудно-галечных и три стадии мокрой магнитной сепарации. Конечная крупность помола 98% класса —0,074 *мм*.

Технологические показатели работы фабрики Ингулецкого ГОКа

Переработано руды, тыс. *т* . .	27 830
Получено концентрата, тыс. *т*	12 189
Выход концентрата, %	39,75
Содержание железа, %:	
в руде общего	33,51
в руде магнетитового . . .	24,82
в концентрате	64,81
в хвостах общего	12,85
в хвостах магнетитового . .	2,33

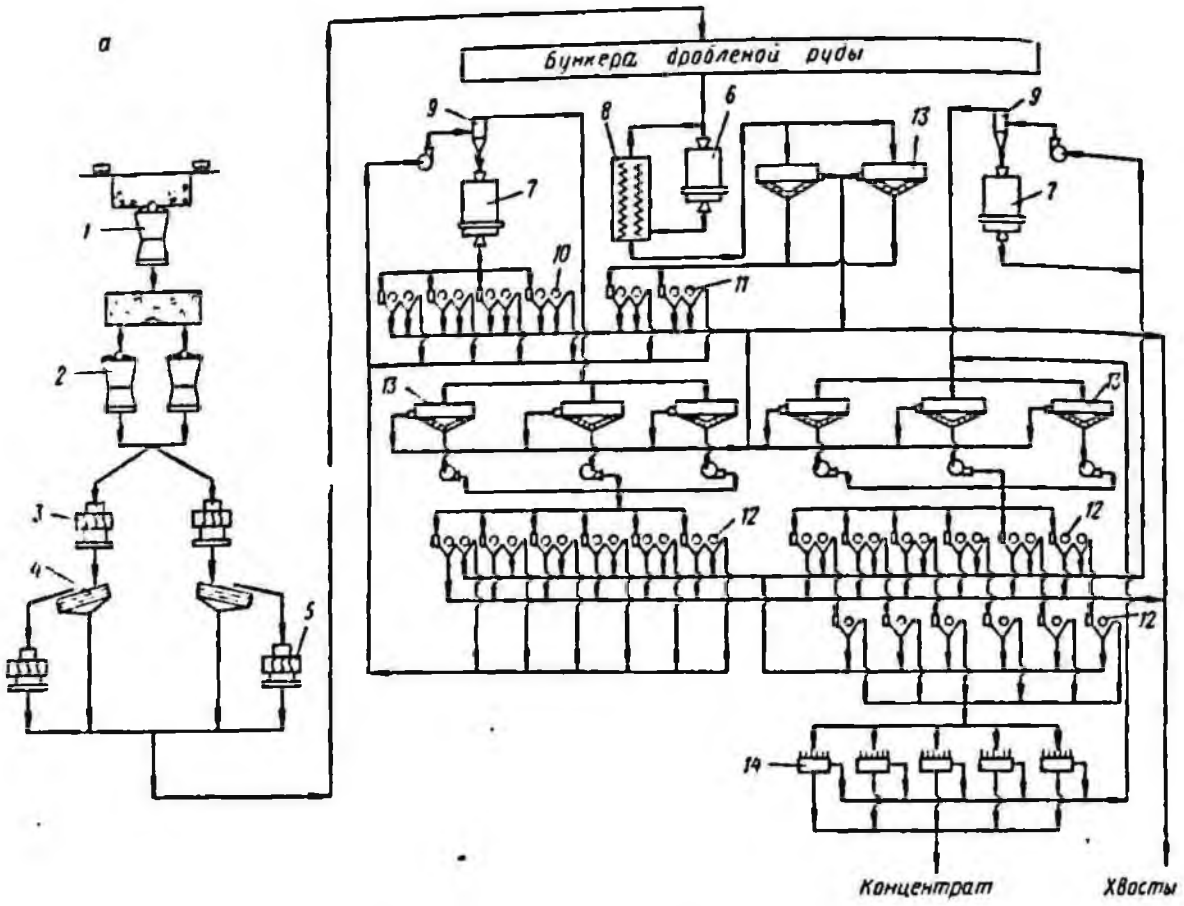


Рис. 106. Схема цепи аппаратов фабрики СевГОКа:

а — секции 1—16; *б* — секции 17—27; *1* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 (2); *2* — то же, редукционная КРД-900 (4); *3* — то же, среднего дробления КСД-2200 (12); *4* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (12); *5* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (12); *6* — шаровая мельница МШР-3600 × 4000 (16); *7* — то же, с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (16 + 22); *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (16 + 11); *9* — гидроциклон ГЦ-35 (256 + 562); *10* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (32 + 66); *11* — то же, с полупротивоточной ванной (32 + 286); *12* — то же, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (302); *13* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (64 + 77); *14* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (40 + 44); *15* — шаровая мельница с решеткой МШР-4000 × 5000 (11)

Извлечение железа в концентрат, %:

общего	76,89
магнетитового	94,38

Влажность, %:

руды	2,0
концентрата	10,43

Конечный концентрат отправляется потребителю железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Нигулецкого ГОКа на 1 *т*

	Руда фабрики дробильной	обогатительной	Концентрат обогатительной фабрики
Электроэнергия, *квт·ч*	1,86	32,06	73,2
Вода, в том числе оборотная, *м³*	0,262	13,05	29,8
Шары, *кг*	—	1,26	2,876
Стержни, *кг*	—	—	—
Футеровка, *кг*	0,083	0,152	0,347
Фильтроткань, *м²*	—	0,0029	0,0066

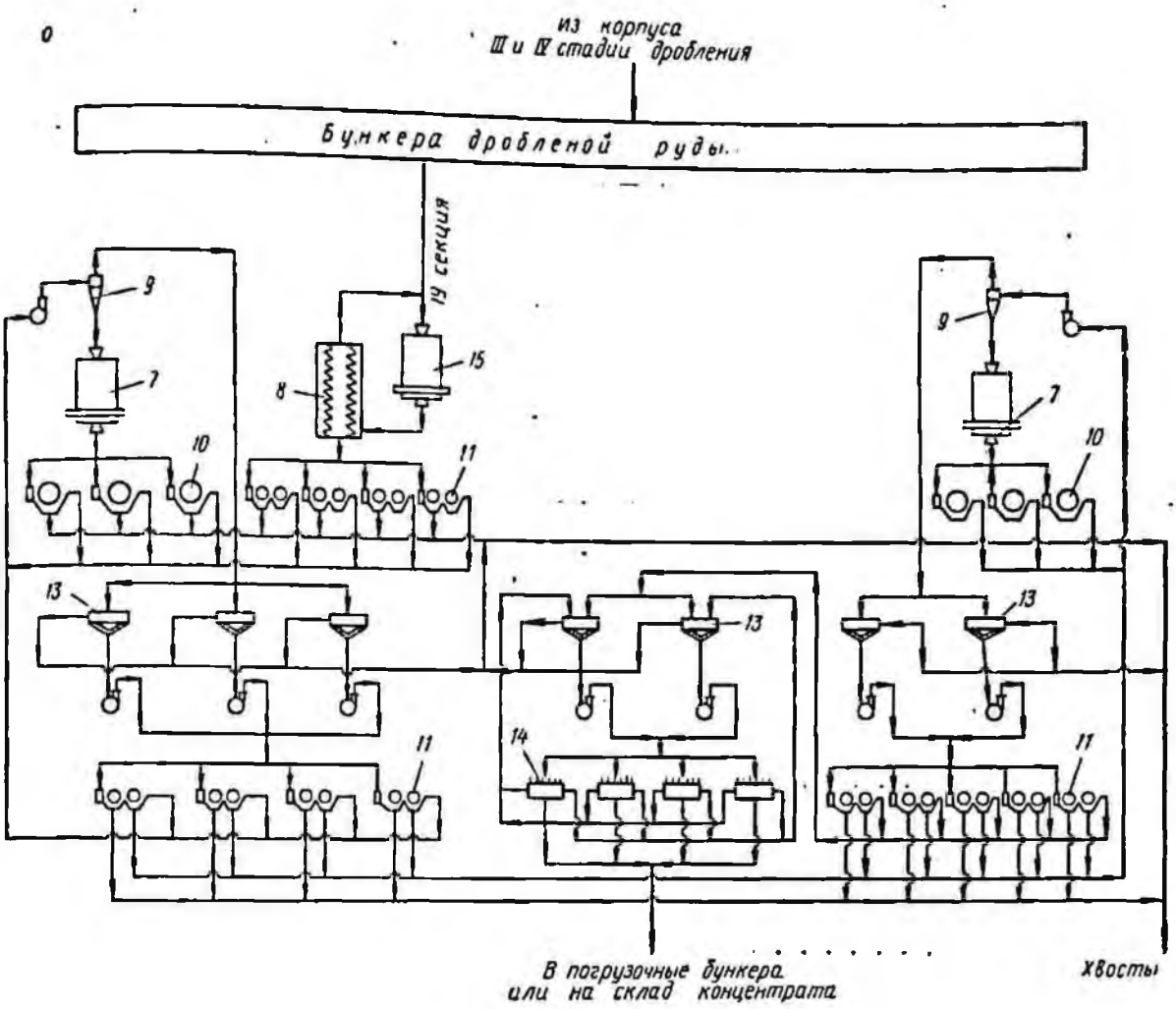


Рис. 107. Схема сооружений фабрики СевГОКа
1 — корпус среднего и мелкого дробления; *2* — то же, главный; *3* — вакуум-насосная; *4* — склад концентрата; *5* — погрузочные бункера концентрата

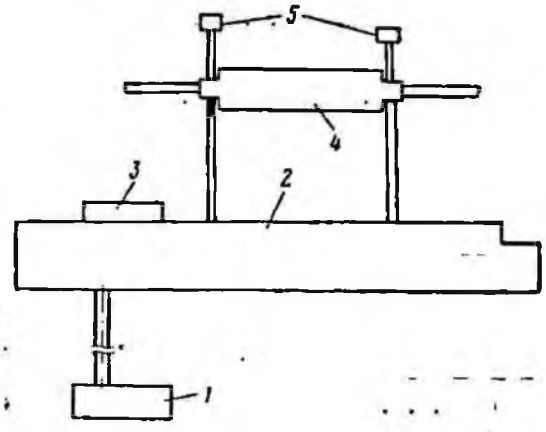


Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 111.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 129.

Хвосты фабрики направляются самотеком в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 2 км от фабрики.

Вода из хвостохранилища как оборотная используется полностью.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 112—114.

Фабрика Днепровского горнообогатительного комбината (Днепровского ГОКа) (Полтавская область)

Рудной базой Днепровского ГОКа является Горишне-Плавнинское месторождение Кременчугской магнитной аномалии. По характеру руд и общим

Таблица 127

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики СевГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180	*т/ч*	2199
редукционная КРД-900	*т/ч*	1100
среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	404
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	275
Секции 1—16		
Мельница шаровая:		
с решеткой МШР-3600 × 4000 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	3,05
с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,063 *мм*	0,398
то же (III стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,063 *мм*	0,273
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	15,8
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	24,2
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	8,2
то же, (IV стадия сепарации)	*т/м·ч*	6,3
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,262
Секции 17—27		
Мельница шаровая:		
с решеткой МШР-4000 × 5000 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	3,39
с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,063 *мм*	0,448
то же, (III стадия измельчения)	*т/м³·ч* по классу —0,063 *мм*	0,103
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации (барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм*):		
с полупротивоточной ванной (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	20
с противоточной ванной (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	50
с полупротивоточной ванной (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	9
с противоточной ванной (IV стадия сепарации)	*т/м·ч*	4,8
с полупротивоточной ванной (V стадия сепарации)	*т/м·ч*	6,5
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2.5	*т/м²·ч*	0,27

Таблица 128

Примерный химический состав руды и концентрата обогатительной фабрики Ингулецкого ГОКа

Продукт	Содержание, %							
	$Fe_{общ}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	S
Руда	33,51	24,82	44,78	1,51	1,54	2,37	0,157	0,147
Концентрат	64,81	62,22	8,16	0,52	0,42	0,58	0,048	0,13

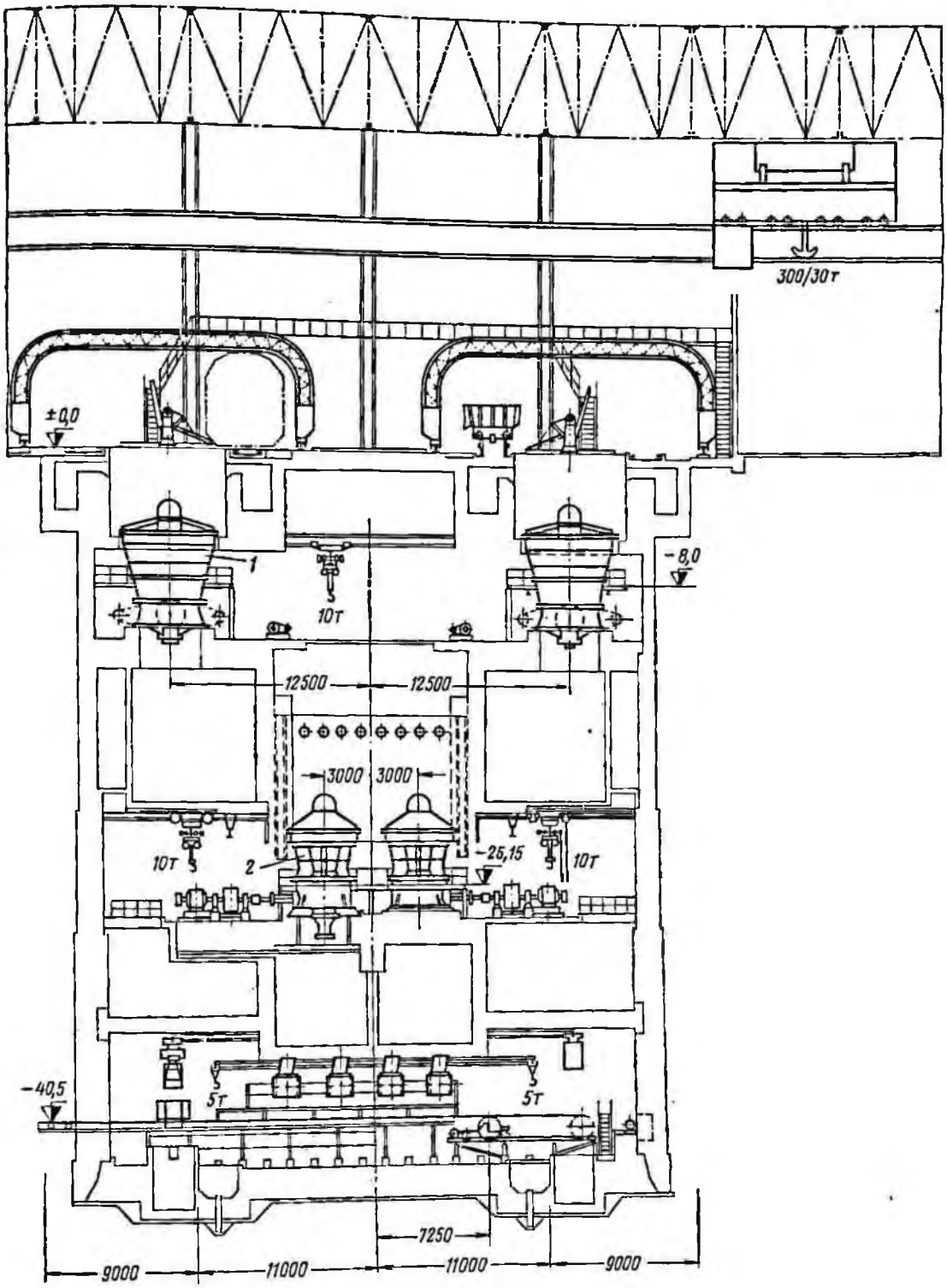


Рис. 108. Корпус крупного дробления фабрики СевГОКа:
1 и 2 — см. рис. 106, *а*

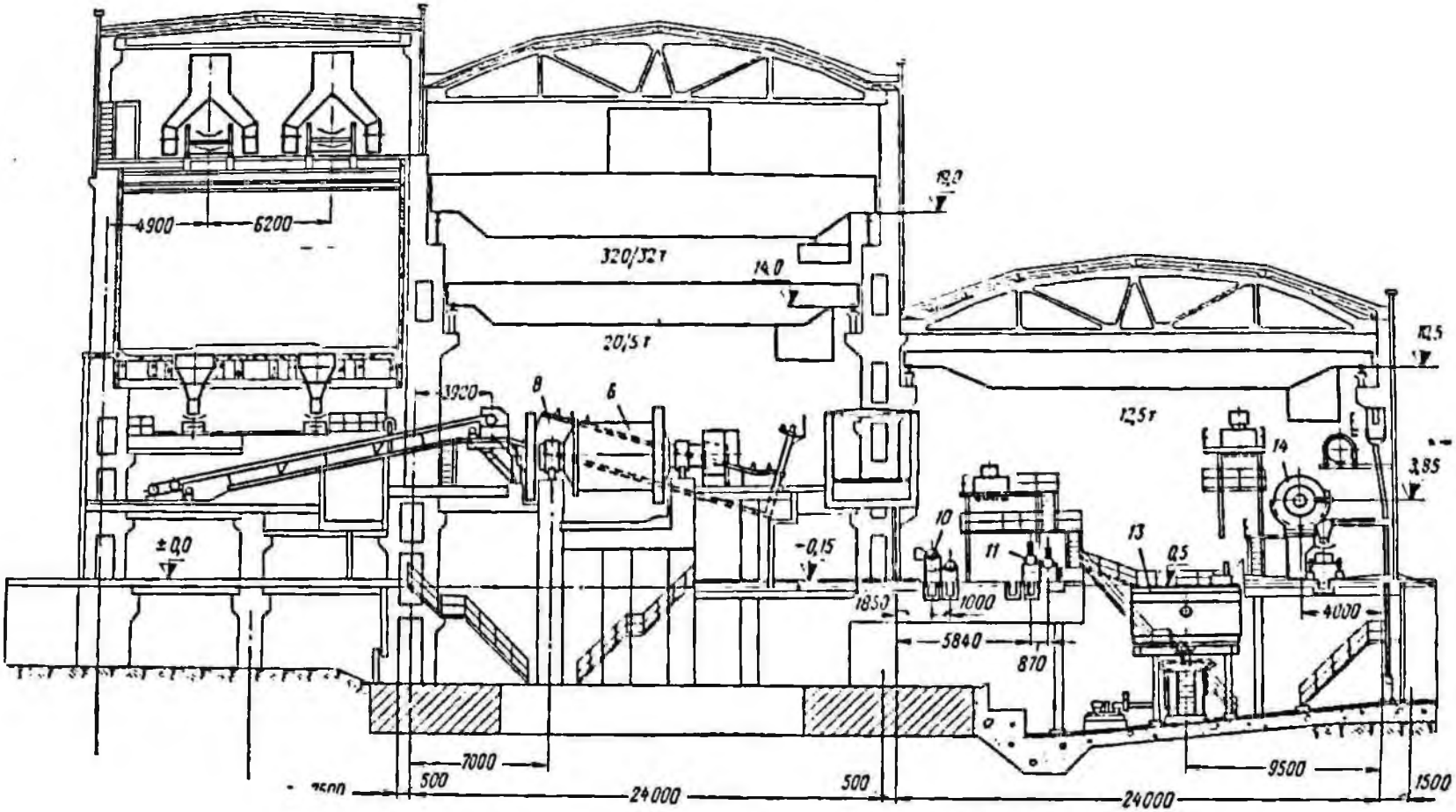


Рис. 109. Главный корпус фабрики СевГОКа (секции 1—16):
6, 8, 10, 11, 13 и 14 — см. рис. 106, *а*

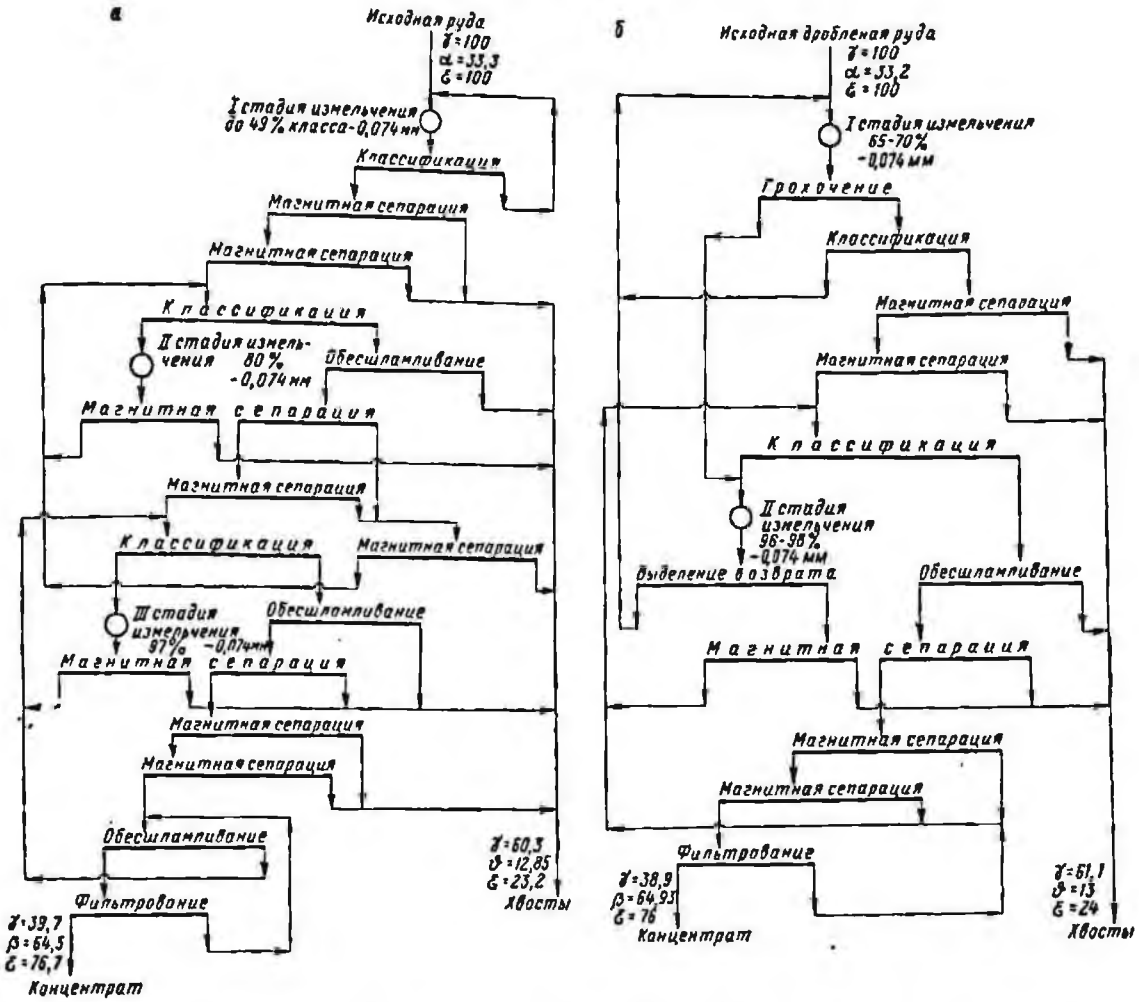


Рис. 110. Технологическая схема обогащения фабрики Пигулецкого ГОКа:
а — первая очередь; *б* — вторая очередь

геологическим условиям Кременчугская группа месторождений аналогична месторождениям Кривого Рога.

Горишне-Плавнинское месторождение железистых кварцитов представлено магнетитовыми и магнетито-железослюдковыми разновидностями.

Минеральный состав руд представлен магнетитом, сидеритом, мартитом, кремнеземом и другими минералами.

Коэффициент крепости 20, плотность руды 3,2 *т/м*³.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 130.

Руда добывается открытым способом и доставляется на фабрику железнодорожным транспортом в думпкарах. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Первая очередь обогатительной фабрики введена в эксплуатацию в 1970 г.

Проектная производительность фабрики 15 млн. *т* руды в год.

Технологическая схема (рис. 115) включает три стадии дробления до крупности 25—0 *мм* с предварительным грохочением перед III стадией дробления, четыре стадии измельчения до крупности 100% класса —0,074 *мм* в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием и три стадии мокрой магнитной сепарации.

Технологические показатели работы фабрики Днепровского ГОКа

Переработано руды, тыс. *т* . .	14 936
Получено концентрата, тыс. *т*	6510
Выход концентрата, %	40,02
Содержание железа, %:	
в руде общего	34,51
в руде магнетитового . . .	26,08
в концентрате	64,61
в хвостах общего	14,42
в хвостах магнетитового . .	2,39
Извлечение железа общего в концентрат, %	74,93
Влажность, %:	
руды	2,62
концентрата	10,6

Таблица 129

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Ингулецкого ГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500	*т/ч*	934,5
редукционная КРД-900	*т/ч*	308,7
среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	217
мелкого дробления КМД-2200 . . .	*т/ч*	217
Секции 1—10 (первая очередь)		
Мельница шаровая:		
с решеткой МШР-3600 × 4000 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	2,67
с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	2,3
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с прямоточной ванной, барабан диаметром 900 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	41,8
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (II стадия сепарации).	*т/м·ч*	21
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	9,5
то же, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (IV стадия сепарации).	*т/м·ч*	47,4
то же, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (V стадия сепарации).	*т/м·ч*	6,6
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,37

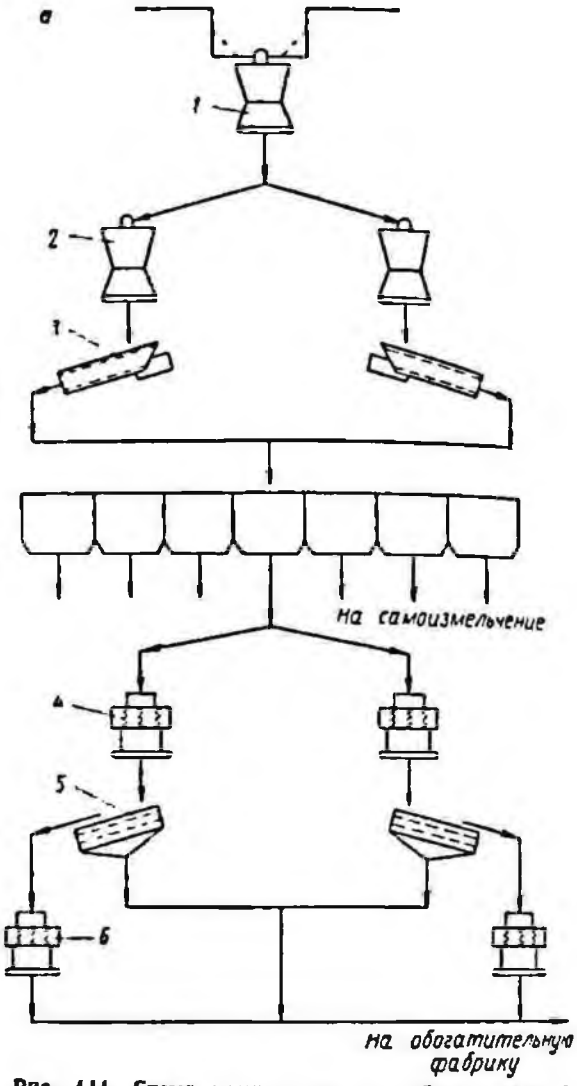
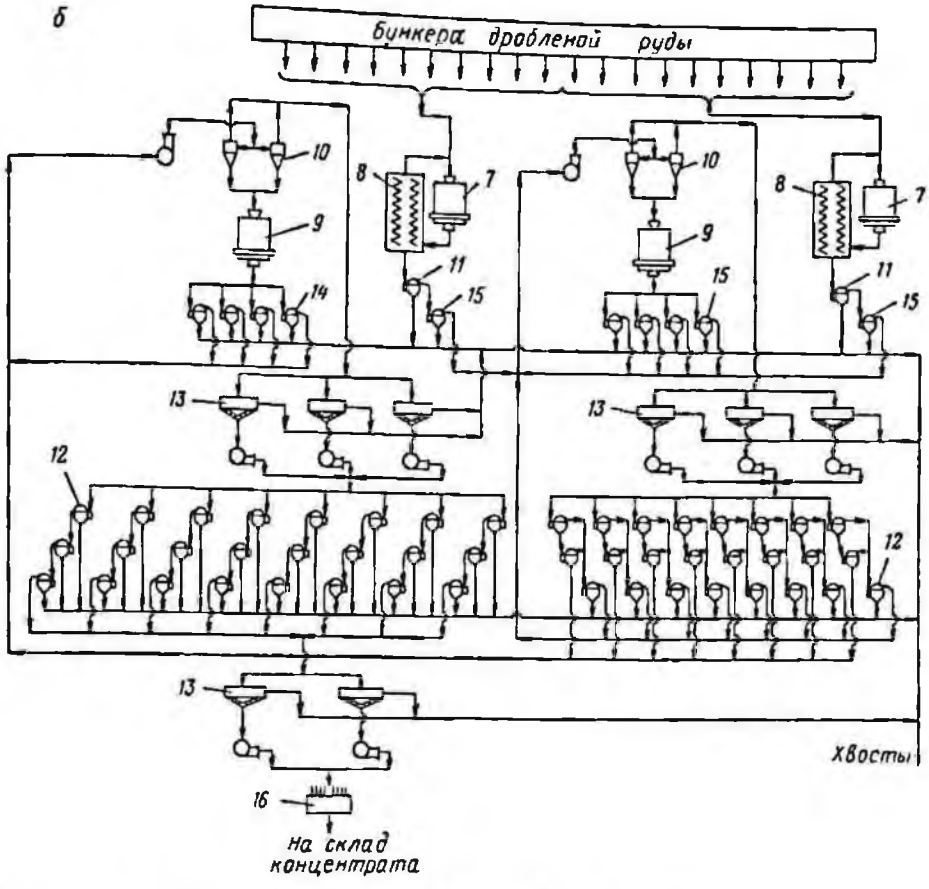


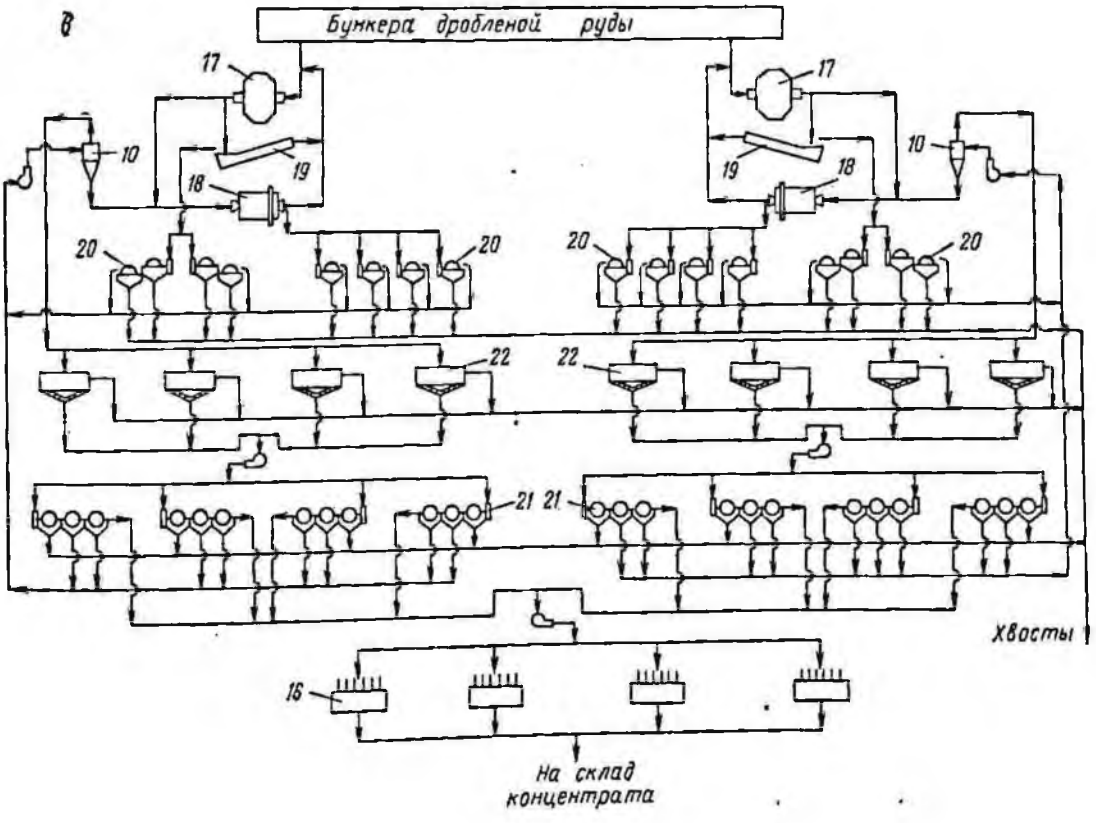
Рис. 111. Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики Ингулецкого ГОКа:

а — корпус дробления; *о* — корпус обогащения первой очереди; *в* — то же, второй очереди; *1* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500 (2); *2* — то же, редукционная КРД-900 (4); *3* — электровибрационный питатель с лотком ПЭВ2-8 × 15 (8); *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (11); *5* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (11); *6* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (11); *7* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 4000 (20); *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (20); *9* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-3600 × 5500 (20); *10* — гидроциклон ГЦ-35 (320 + 384); *11* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной ПБМ-90/250 (20); *12* — то же, с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (480); *13* — магнитный дешламатор диаметром 6000 *мм* (80); *14* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (40); *15* — то же, с противоточной ванной (60); *16* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (40 + 32); *17* — мельница мокрого самоизмельчения ММС-70-2 (16); *18* — то же, рудно-галечная МГР-40 × 75 (16); *19* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24 (16); *20* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (128); *21* — то же, с полупротивоточной ванной (192); *22* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм*

б


Бункера дробленой руды
10
8
7
9
11
15
14
13
12
Хвосты
16
На склад концентрата

в


Бункера дробленой руды
17
10
19
18
20
22
21
Хвосты
16
На склад концентрата

Продолжение табл. 129

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Секции 11—18 (вторая очередь)		
Мельница:		
мокрого самоизмельчения ММС-70-23 (I стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	0,95
рудно-галечная МГР-40 × 75 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч* по питанию	0,414
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	15,28
то же, (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	11,4
с полупротивоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	3,62
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,267

Полученный концентрат направляется на металлургические заводы юга СССР.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Днепровского ГОКа на 1 *т* концентрата

Электроэнергия, *квт·ч*	67,1
Вода, в том числе оборотная, *м³*	24,9
Шары, *кг*	3,4
Стержни, *кг*	1,4
Футеровка, *кг*	0,46
Фильтроткань, *м²*	0,005

Схема цепи аппаратов корпусов дробления и одной секции главного корпуса показана на рис. 116.

Особенность аппаратурного оформления схемы — возможность в процессе эксплуатации перехода с четырехстадиальной на трехстадиальную схему измельчения. В этом случае шаровые мельницы III и IV стадий измельчения переключаются с последовательной работы на параллельную.

Производительность основного оборудования на действующей фабрике приведена в табл. 131.

Рис. 112. Схема сооружений фабрики Ингулецкого ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего и мелкого дробления; *3* — то же, главный; *4* — склад концентрата № 1; *5* — то же, № 2; *6* — то же, № 3; *7* — то же, сухого; *8* — погрузочный бункер концентрата; *9* — погрузочное устройство для концентрата

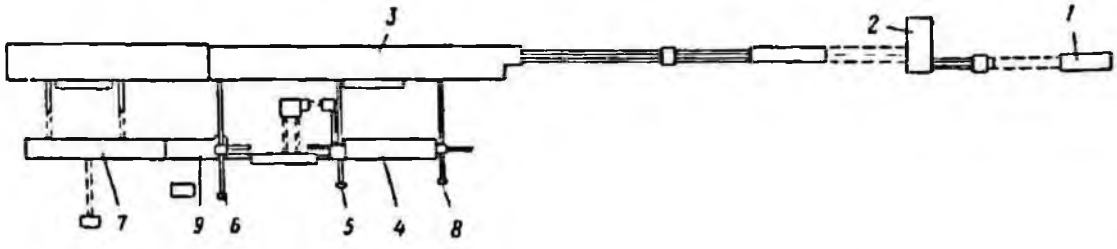


Таблица 130

Химический состав руды и концентрата обогатительной фабрики Днепровского ГОКа

Продукт	Содержание, %							
	$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Mn	P_2O_5
Руда	34,51	17,94	44,23	1,03	0,94	1,89	0,052	0,056
Концентрат . .	64,61	28,61	8,24	0,63	0,17	0,69	—	0,026

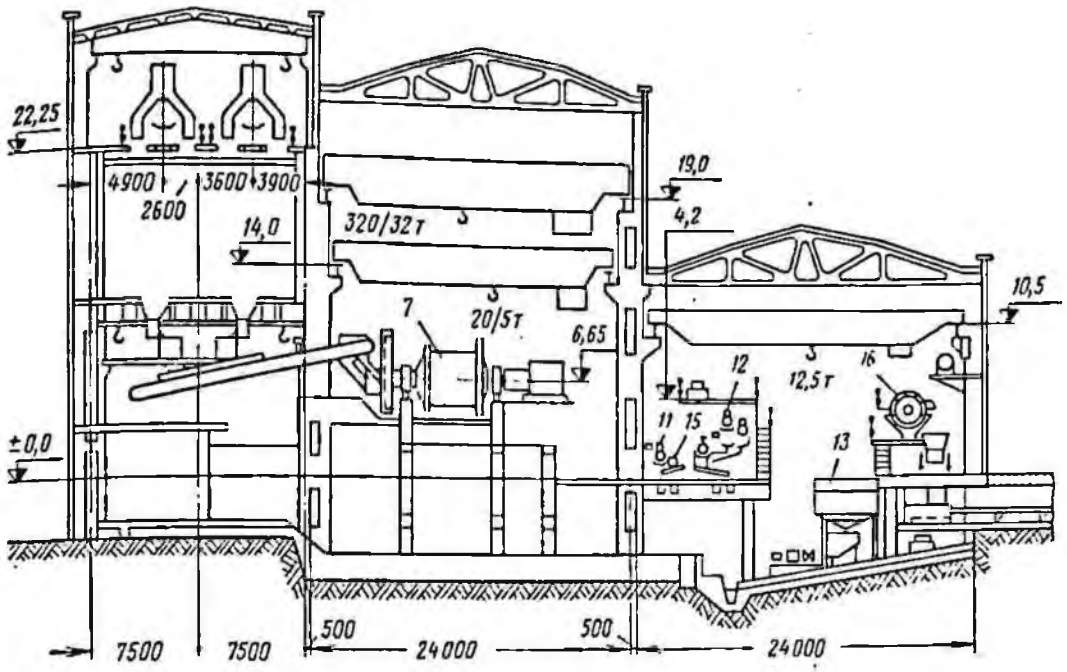


Рис. 113. Главный корпус первой очереди фабрики Ингулецкого ГОКа:
7, 11—14, 15 и *16* — см. рис. 111, *б*

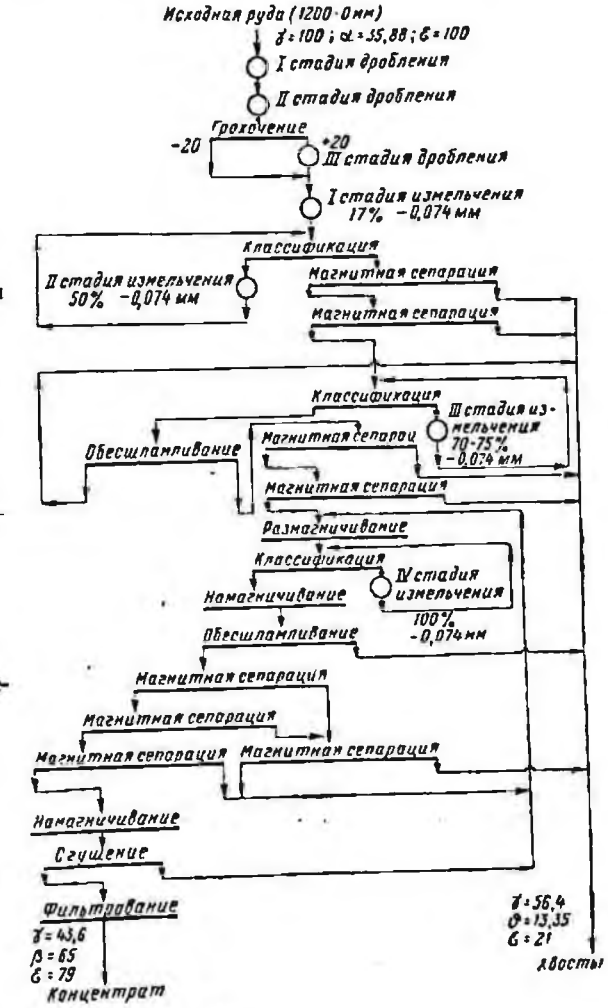


Рис. 115. Технологическая схема обогащения фабрики Днепровского ГОКа

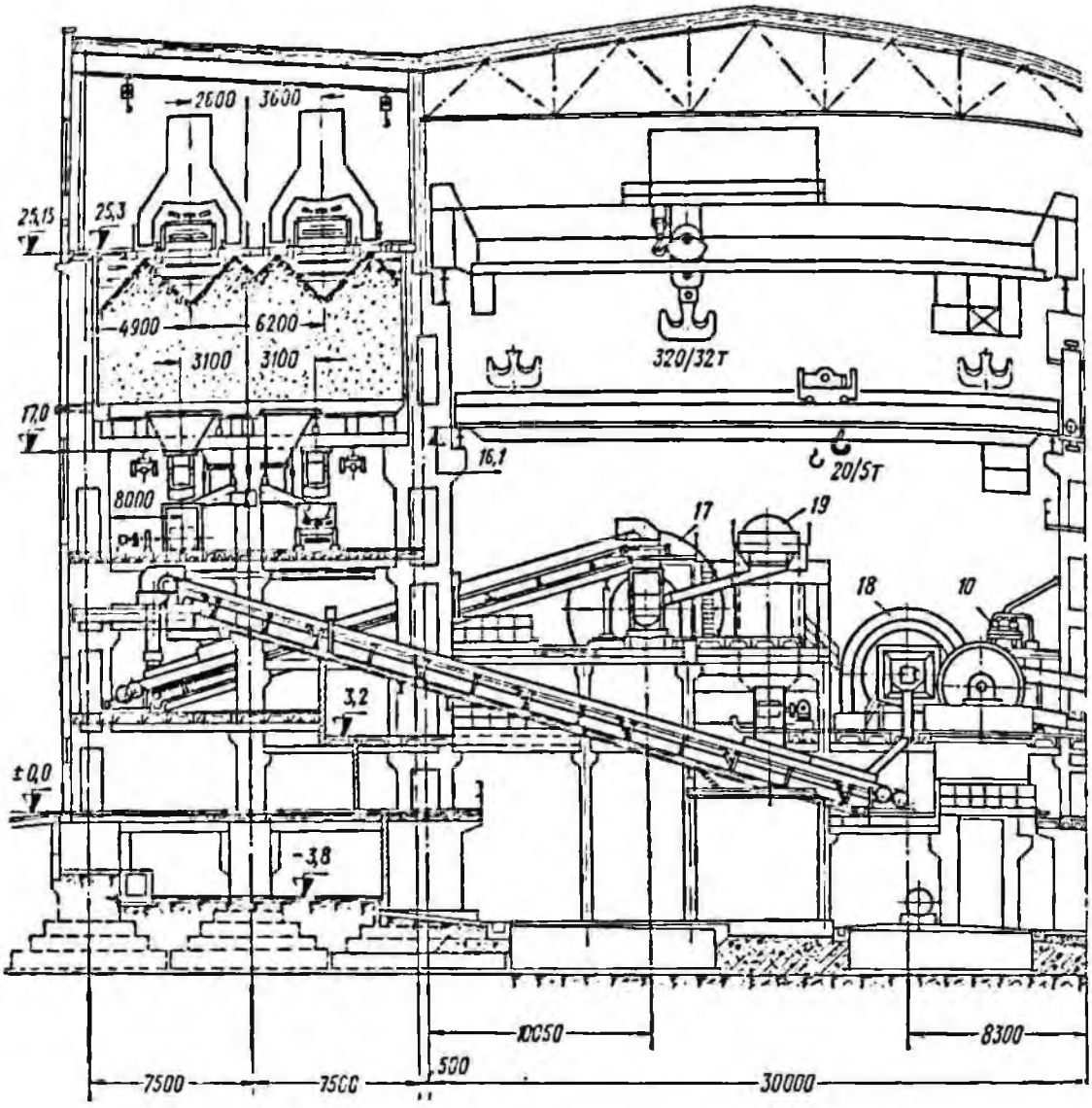


Таблица 131

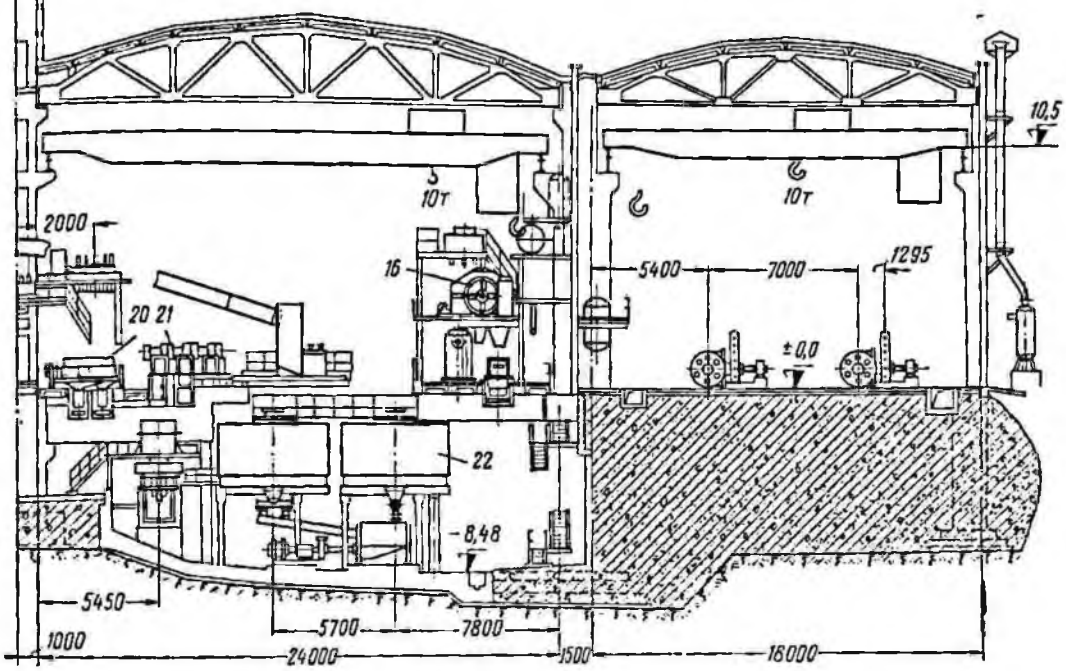
Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Днепровского ГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180 . .	*т/ч*	2400
среднего дробления КСД-2200А . . .	*т/ч*	400
мелкого дробления КМД-2200 . . .	*т/ч*	600
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3600 × × 5500 (I стадия измельчения) . .	*т/м³·ч*	4,7

Продолжение табл. 131

Оборудование	Единица измерения	Производительность
шаровая с решеткой МШР-4000 × 5000 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч*	10,4
то же, (III стадия измельчения) . . .	*т/м³·ч*	1,95
то же, (IV стадия измельчения) . . .	*т/м³·ч*	1,65
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
ПБМ-П-90/250 (I стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	11,8
ПБМ-ПП-90/250 (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	6,6
то же, (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	6
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,43

Рис. 114. Главный корпус второй очереди фабрики Ингулецкого ГОКа:
10, 16—22 — см. рис. 111, *а*



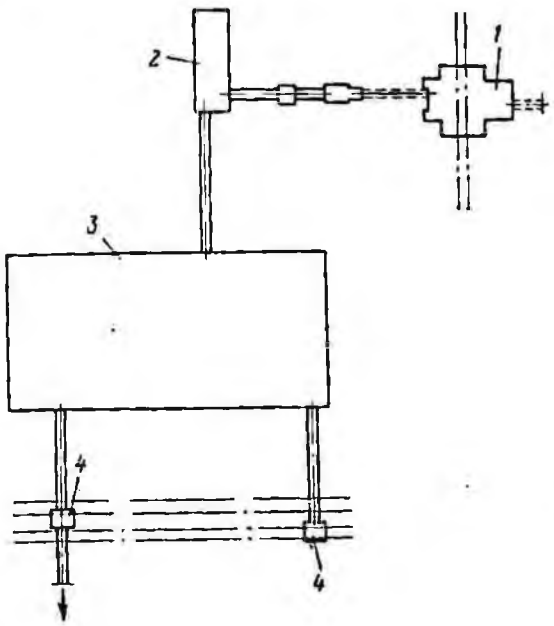


Рис. 117. Схема сооружений фабрики Днепровского ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего и мелкого дробления; *3* — то же, главный и склад концентрата; *4* — погрузочные бункера концентрата

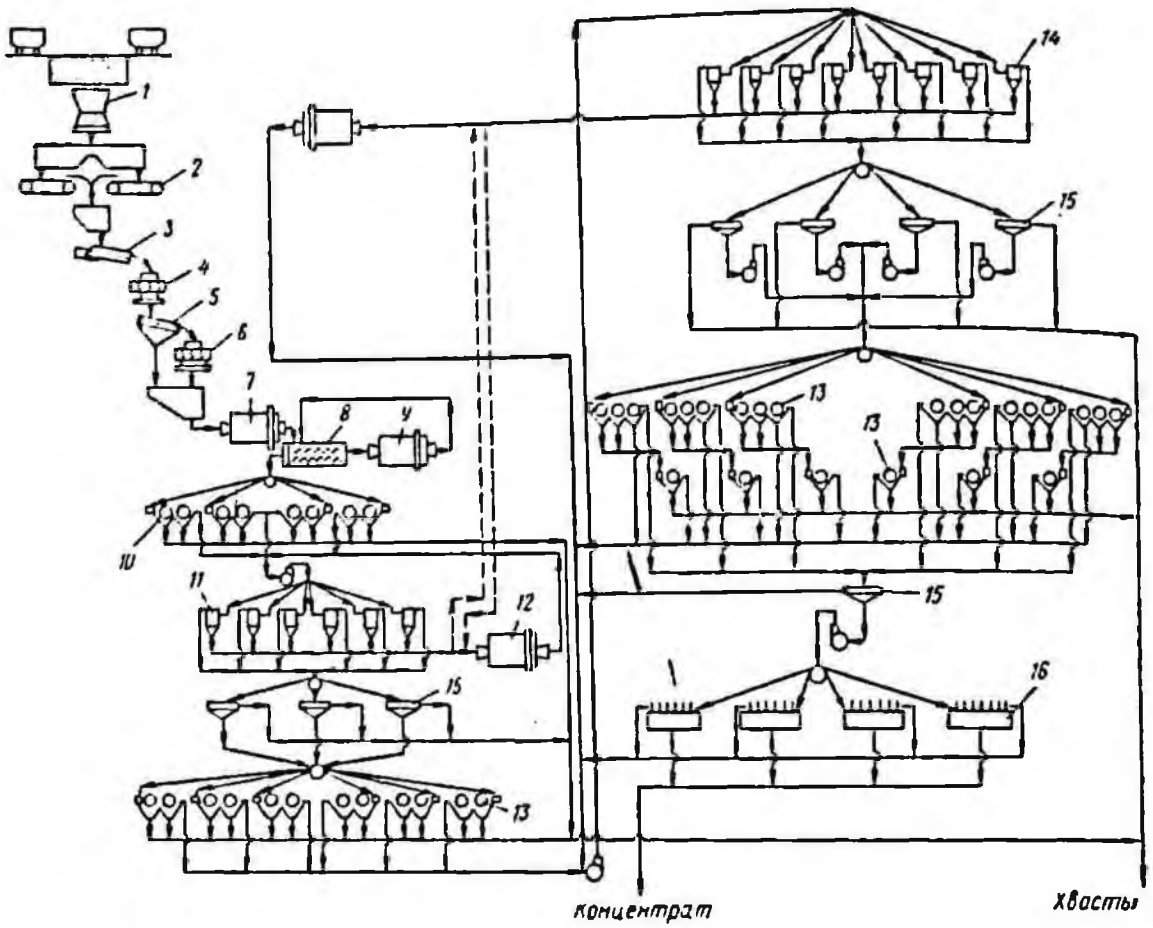


Рис. 116. Схема цепи аппаратов фабрики Днепровского ГОКа:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180ГРЩ (2); *2* — пластинчатый питатель Г-24-90 (4); *3* — электровибрационный питатель с лотком шириной 1200 *мм* (14); *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200А (7); *5* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (7); *6* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (7); *7* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3600 × 5500 (8); *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью диаметром 3000 *мм* (8); *9* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-4000 × 5000 (8); *10* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной ПБМ-П-90/250 (64); *11* — гидроциклон ГЦ-50 (96); *12* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-4000 × 5500 (16); *13* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с полупротивоточной ванной ПБМ-ПП-90/250 (288); *14* — гидроциклон ГЦ-35 (128); *15* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (64); *16* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (32 + 8 резервных)

Таблица 132

Химический состав руды и концентрата обогатительной фабрики Оленегорского ГОКа

Продукт	Содержание, %									
	Fe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	S
Руда	31,92	9,61	34,98	—	—	1,74	2,06	0,045	0,059	0,03
Концентрат . .	64,79	22,74	67,69	8,7	0,098	0,24	0,3	0,061	0,024	—

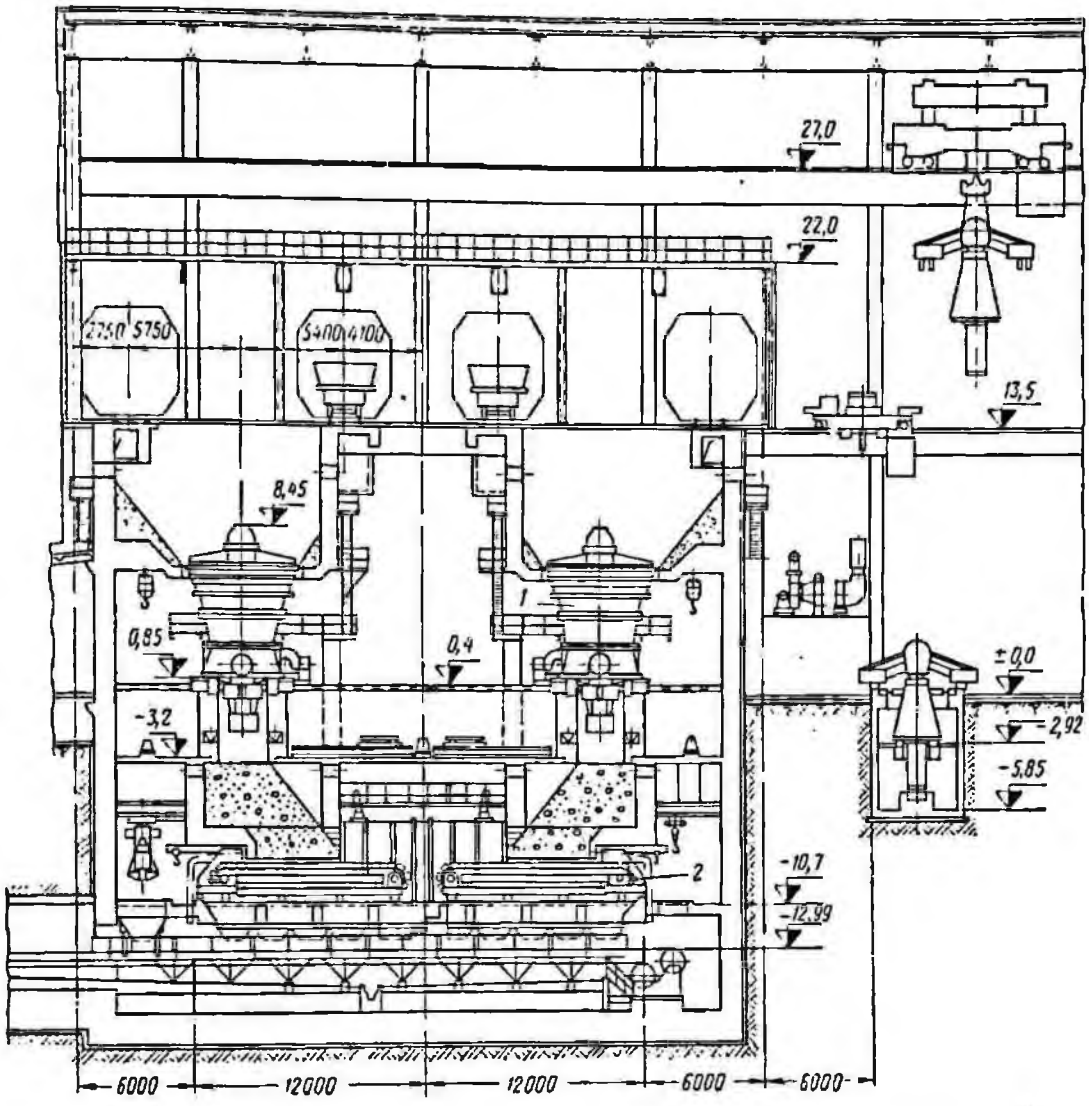


Рис. 118. Корпус крупного дробления фабрики Днепровского ГОКа:
1 и *2* — см. рис. 116

Хвосты мокрой магнитной сепарации из главного корпуса самотеком направляются в пульпонасосную станцию, а затем насосами перекачиваются в хвостохранилище, находящееся на расстоянии 1,8 *км* от фабрики.

После заполнения хвостохранилища на фабрику будет возвращаться до 95% оборотной воды.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 117—120.

Намечается расширение фабрики до производительности 34 млн. *т* руды в год по схеме мокрого магнитного обогащения.

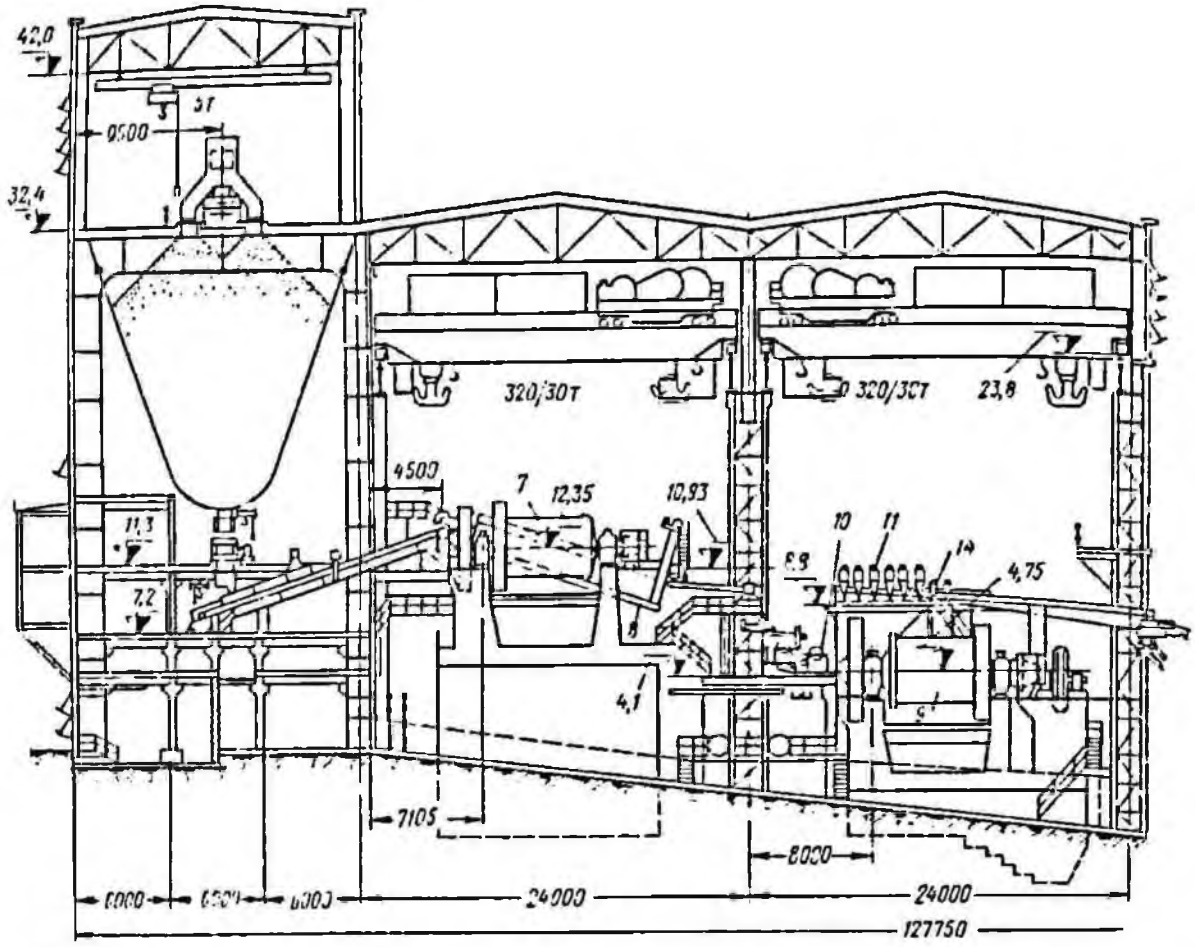
Фабрика Оленегорского горнообогатительного комбината (Оленегорского ГОКа)

(г. Оленегорск Мурманской области)

Фабрика перерабатывает руды Оленегорского месторождения, представленные железистыми кварцитами полосчатой текстуры.

Основные рудные минералы — магнетит и гематит — встречаются в виде свободных зерен и сростков друг с другом и с минералами пустой породы.

По относительному содержанию этих минералов руды делятся на четыре разновидности: существенно магнетитовые (50,6%), магнетито-гематитовые (42,3%), гематито-магнетитовые (6,9%), существенно гематитовые (0,2%). Из других рудных минералов в незначительном количестве



содержатся ильменит, марказит, сульфиды, пирротин, халькопирит. Минералы пустой породы — кварц, гранат, пироксен, биотит, мусковит и другие силикатные минералы. Вкрапленность рудных минералов в основном мелкая и средняя, редко — тонкая.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 132.

Коэффициент крепости руды 14—16, плотность 3,45 *т/м*³, влажность 1%.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Обогатительная фабрика, введенная в эксплуатацию в 1955 г., в дальнейшем реконструировалась и расширялась.

Руда на фабрику доставляется железнодорожными думпкарами грузоподъемностью 80 *т*.

Режим работы фабрики 330 дней в году в три смены по 8 ч.

Технологическая схема обогащения (рис. 121) включает трехстадиальное дробление на двух секциях (I и II нитки дробления) и четырехстадиальное дробление на 3 секции (III нитка дробления) в открытом цикле до крупности 25—0 *мм*, двухстадиальное измельчение до крупности 40% класса —0,074 *мм*, магнитно-гравитационное обогащение, обезвоживание и сушку концентрата.

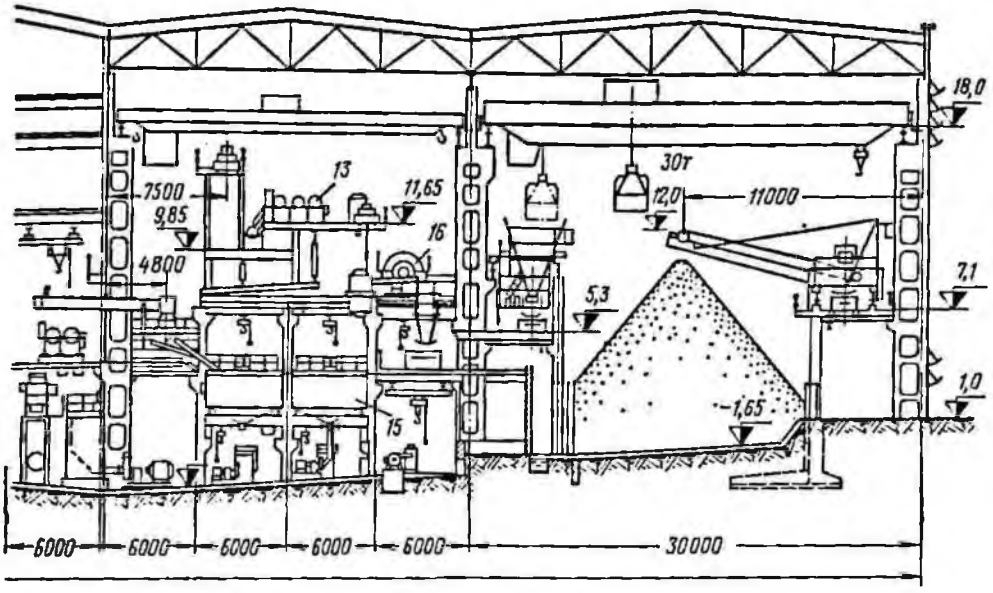
Установка поддрабливающей дробилки на 3 секции позволила повысить производительность секции до 7 млн. *т*.

Технологические показатели работы фабрики Оленегорского ГОКа

Переработано руды, тыс. *т* . .	11 680
Получено концентрата, тыс. *т*	4629
Выход концентрата, %	40
Содержание железа, %:	
в руде общего	31,2
в концентрате	64,79
в хвостах общего	8,8
Извлечение железа в концентрат, %	83
Влажность, %:	
руды	1
концентрата	3,9

Конечный концентрат отправляется потребителю железнодорожным транспортом.

Рис. 120. Главный корпус и склад концентрата фабрики Днепровского ГОКа:
7—11, 13—16 — см. рис. 116



Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Олепегорского ГОКа на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	11,7	28,5
Вода, в том числе оборотная, *м*³	7	16,9
Шары, *кг*	0,372	0,903
Стержни, *кг*	0,214	0,519
Футеровка, *кг*	0,075	0,181

Схема цепи аппаратов показана на рис. 122.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 133.

Гидротранспорт отвальных хвостов фабрики напорно-самотечный. Хвосты самотеком поступают в пульпонасосную станцию № 1, затем насосами подаются в пульпонасосную станцию № 2 и далее в хвостохранилище.

Оборотная воды, используемая в процессе, составляет 50—75% общего количества воды, расходуемой на фабрике.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 123—128.

Фабрика № 2 комбината КМАруда (г. Губкин Белгородской области)

Фабрика перерабатывает бедные железистые кварциты шахты им. Губкина.

Месторождение осадочно-метаморфического происхождения.

Руда, представленная магнетитовыми, магнетито-гематитовыми и частично магнетито-гематито-мартитовыми разностями, залегает в виде пластов, пачек и пропластков, уходящих в глубину. Кварциты содержат от 25 до 36% железа.

Нерудная часть состоит из кварца, железистых силикатов в виде хлорита, роговой обманки и слюды, карбонатов, в основном кальцитов. Из сульфидов в незначительном количестве присутствуют пирит и халькопирит, а из фосфорсодержащих минералов — апатит.

Вкрапленность магнетита в среднем тонкая, размер зерен от тонкого до 0,1 (0,2) *мм*.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 134.

Коэффициент крепости руды 14—18, плотность 3,3 *т/м*³, влажность 3%.

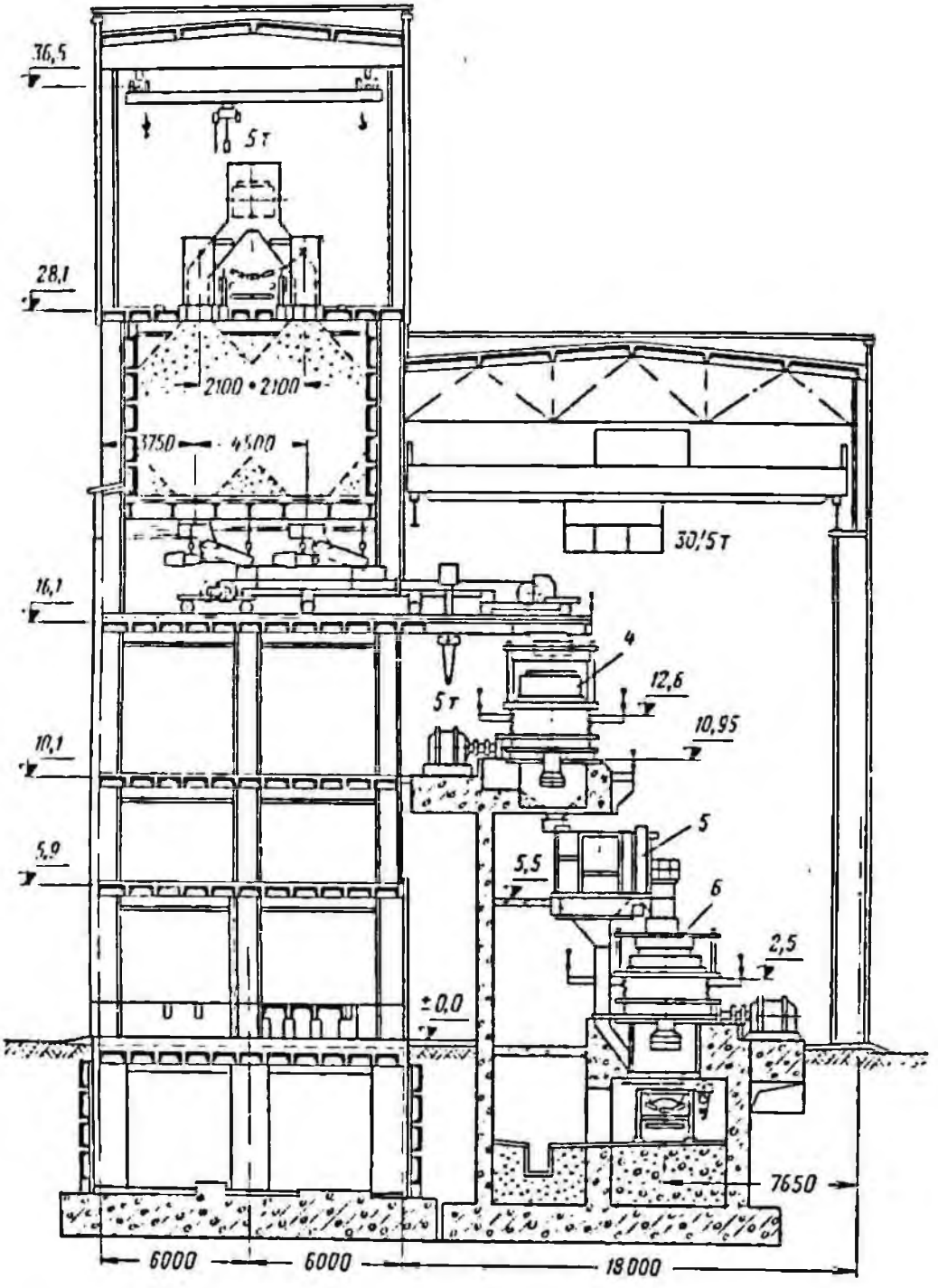


Рис. 119. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики Днепровского ГОКа:
4—6 — см. рис. 116

Таблица 133

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Олений горского ГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка:		
щековая ЩДП-15 × × 21	*т/ч*	780,1
конусная среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	780,1
то же, мелкого дробления КМД-2200 . .	*т/ч*	334,3
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-2700 × × 3600 (I стадия измельчения) . .	*т/м³·ч*	1,21
шаровая с решеткой МШР-2700 × 4400 (II стадия измельчения)	*т/м³·ч*	1,09
Стол концентрационный 1800 × 4620 *мм* . . .	*т/м²·ч*	0,96
Машина отсадочная для тонкоизмельченных руд МОД-3	*т/м²·ч*	7,5
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
ПБМ-П-90/210 (I стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	50
с прямоточной ванной, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (II стадия сепарации) . .	*т/м·ч*	8—10

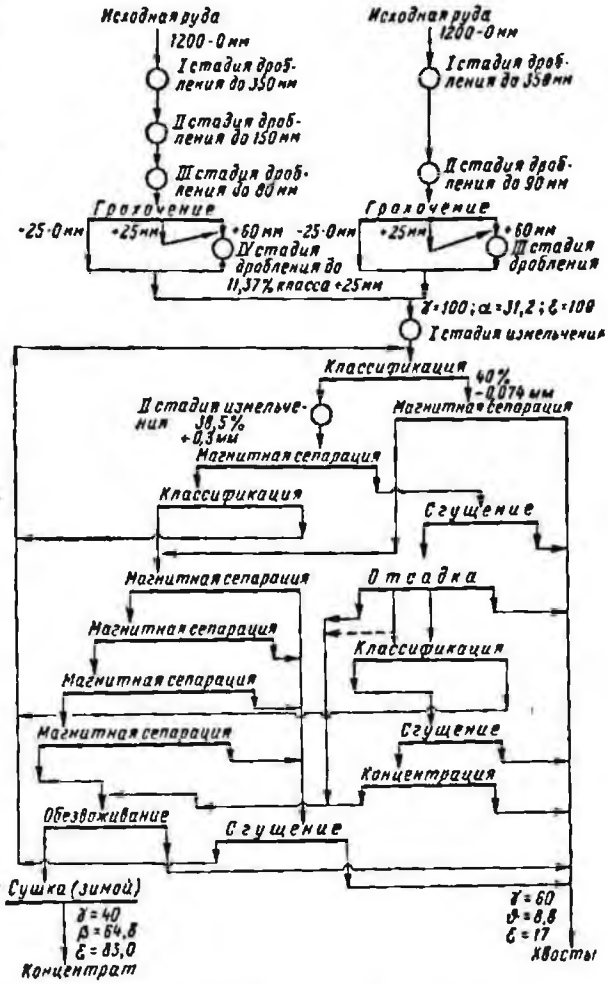


Рис. 121. Технологическая схема обогащения фабрики Олений горского ГОКа

Руда в шахте дробится до 300 *мм* и подается в корпус среднего и мелкого дробления скиповым подъемником.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1959 г. Работает она по непрерывному графику в три смены по 8 ч.

Технологическая схема (рис. 129) включает две стадии дробления (в дробленой руде класса +25 *мм* до 20%), две стадии измельчения до конечной крупности 90—95% класса —0,074 *мм* и две стадии мокрой магнитной сепарации.

Таблица 134

Химический состав руды и концентрата фабрики № 2 комбината КМАруда

Продукт	Содержание, %								
	$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	п. п. п.
Руда	33,52	15,77	43,33	1,19	2,52	2,62	0,082	0,16	3,81
Концентрат	65,28	28,24	8,4	0,29	0,42	0,45	0,026	0,1	0,74

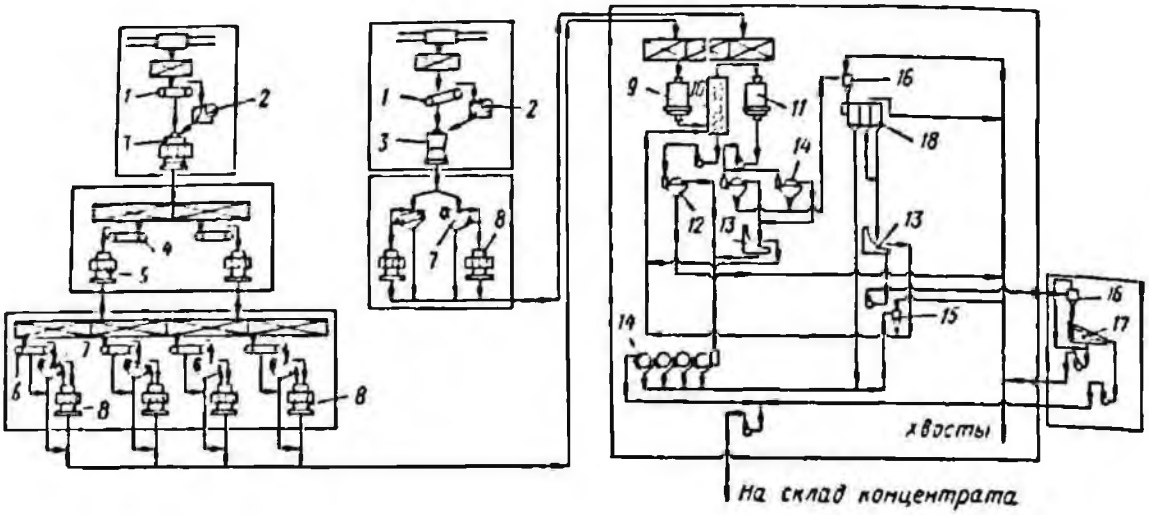


Рис. 122. Схема цепи аппаратов фабрики Оленегорского ГОКа:

1 — пластинчатый питатель 2-24-120 (3); *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм* (3); *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (3); *4* — пластинчатый питатель ПС-12-30 (2); *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (2); *6* — пластинчатый питатель ПС-12-30 (4); *7* — инерционный грохот наклонный среднего типа ГИТ42 (8); *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (8); *9* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-2700 × × 3600 (7); *10* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20 (6); *11* — шаровая мельница с решеткой 2700 × 4400 *мм* удлиненная (7); *12* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-П-90/250 (21); *13* — дуговой грохот (49); *14* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (168); *15* — гидроциклон ГЦ-50 (14); *16* — то же, ГЦ-35 (50); *17* — концентрационный стол 1800 × × 4620 *мм* (31); *18* — отсадочная машина для тонкоизмельченных руд МОД-3 (42)

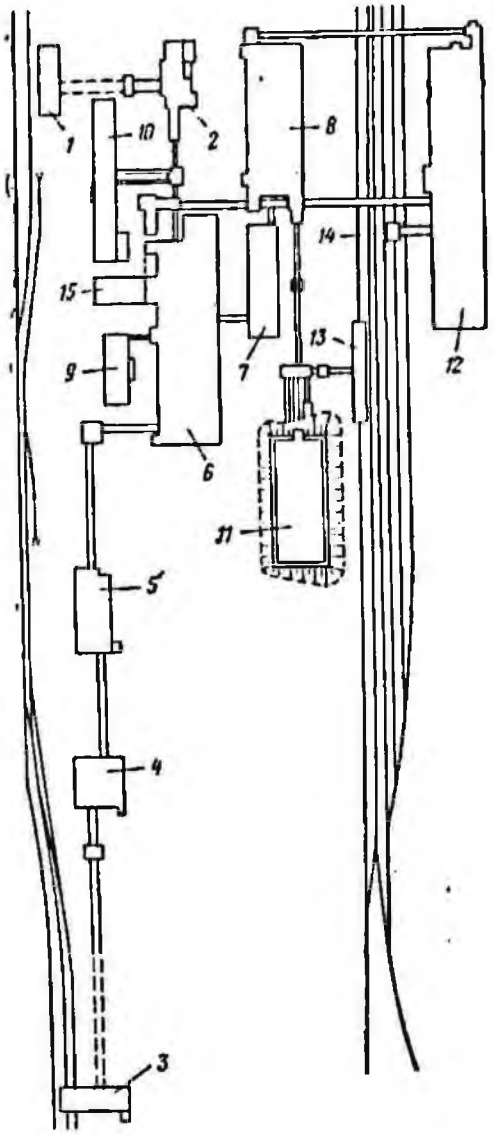


Рис. 123. Схема сооружений фабрики Оленегорского ГОКа:

1 — корпус № 1 крупного и среднего дробления; *2* — то же, мелкого дробления; *3* — корпус № 2 крупного дробления; *4* — то же, среднего дробления; *5* — то же, мелкого дробления; *6* — то же, главный; *7* — то же, концентрации; *8* — то же, сушки; *9* — то же, административно-бытовой; *10* — склад дробленой руды; *11* — то же, концентрата первый; *12* — то же, второй; *13* — погрузочные бункера концентрата сухого; *14* — то же, влажного; *15* — хвостовая насосная № 1

Мельницы I стадии измельчения работают в замкнутом цикле с классификаторами, а II стадии — с гидроциклонами.

Первоначально по проекту во II стадии измельчения применялось шаровое измельчение. В дальнейшем имеющийся запас объема мельниц позволил заменить шары рудной галей, что улучшило эконо-

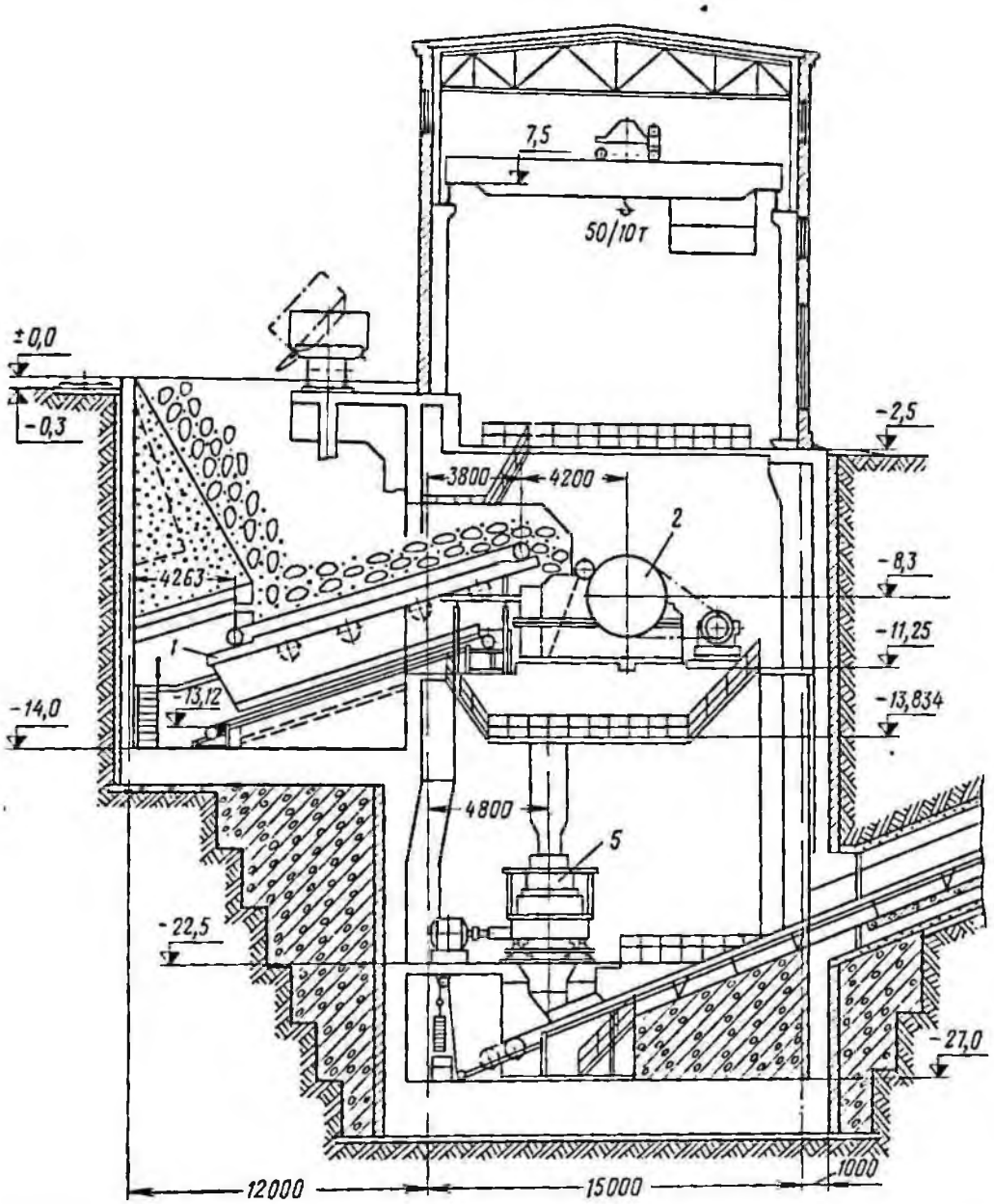


Рис. 124. Корпус № 1 крупного и среднего дробления фабрики Оленегорского ГОКа:
1, 2 и *5* — см. рис. 122

мические и технологические показатели. В качестве рудной гали применяется руда крупностью 25—70 *мм*, выделяемая двумя грохотами, установленными перед мелким дроблением.

Технологические показатели работы фабрики № 2 комбината КМАруда

Переработано руды, тыс. *т*	2 423,56
Получено концентрата, тыс. *т*	1 081,07
В том числе товарного, тыс. *т*	1071,2
Выход концентрата, %	41,59
Содержание железа, %:	
в руде	33,52
в концентрате	65,28
в хвостах	10,93
Извлечение железа в концентрат, %	80,97
Влажность, %:	
руды	3
концентрата	10

Полученный концентрат после фильтрования поступает на склад, откуда отгружается на агломерационную фабрику.

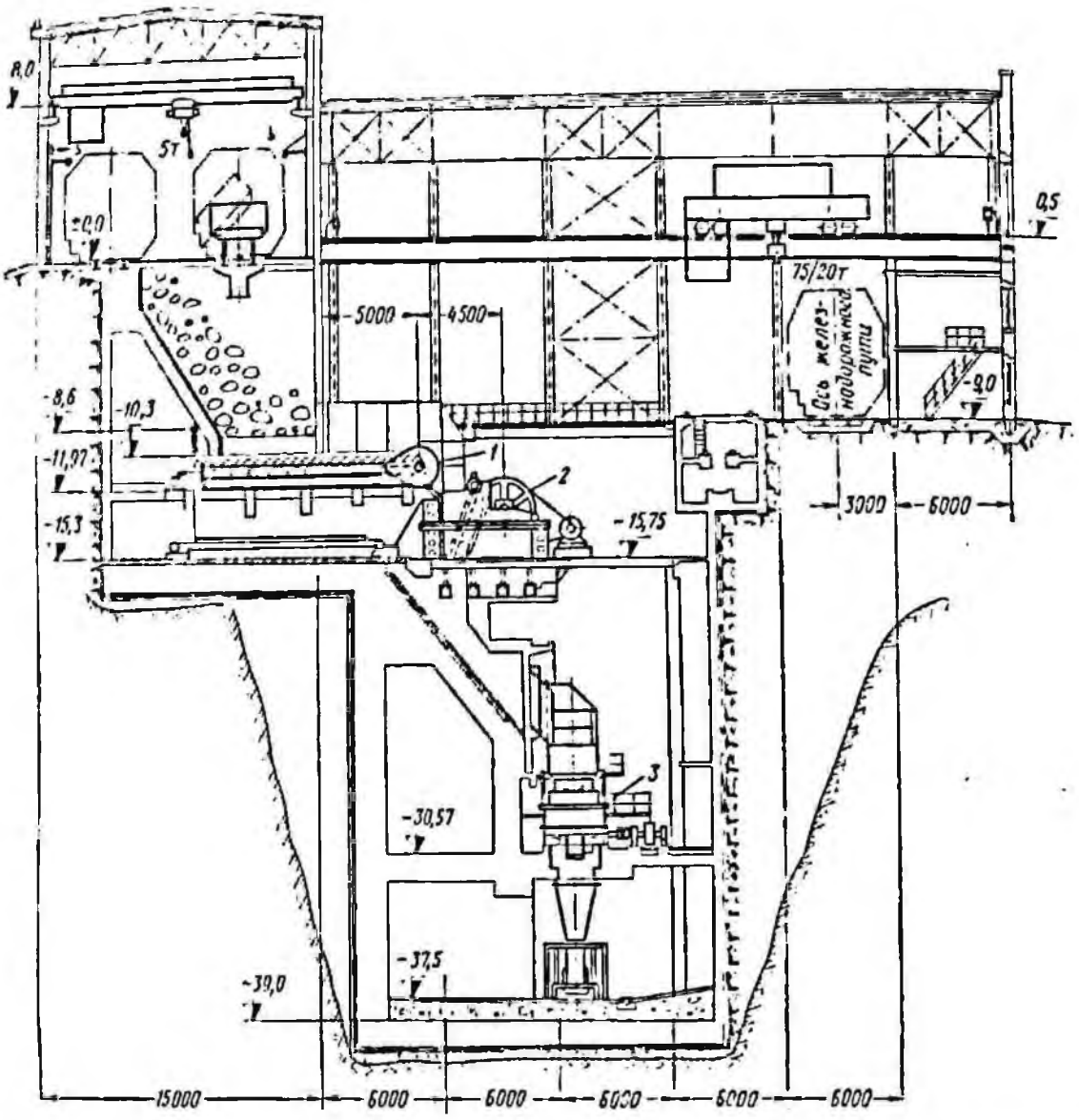


Рис. 125. Корпус № 2 крупного дробления фабрики Оленегорского ГОКа:
1—3 — см. рис. 122

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике № 2 комбината КМАруда на 1 *т* концентрата

Электроэнергия, *квт·ч*	32,7
Вода, в том числе оборотная, *м*³	7,7
Шары, *кг*	2,333
Рудная галя, *кг*	До 30

Схема цепи аппаратов показана на рис. 130.

Производительность основного технологического оборудования приведена в табл. 135.

Хвосты фабрики направляются в хвостохранилище, удаленное от фабрики на 1 *км*.

Вода из хвостохранилища полностью используется как оборотная с компенсацией потерь от фильтрации и испарения.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 131—133.

Лебединская дробильно-сортировочная фабрика комбината КМАруда (г. Губкин Белгородской области)

Фабрика перерабатывает богатую руду Лебединского месторождения Курской магнитной аномалии.

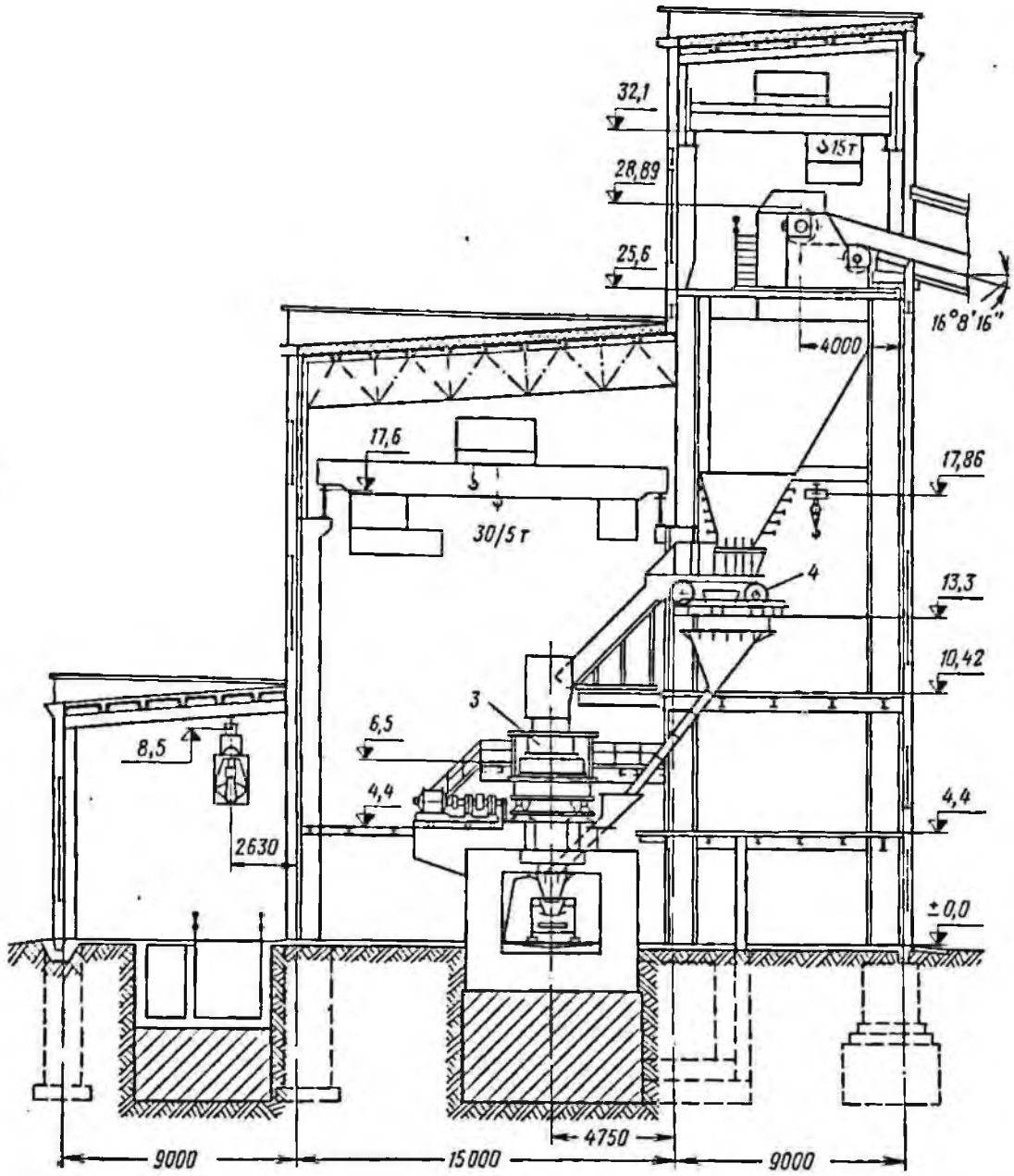


Рис. 126. Корпус № 2 среднего дробления фабрики Олепегорского ГОКа:
3 и *4* — см. рис. 122

Руда Лебединского месторождения представлена тремя основными типами: мартитовой (до 25% объема рудной залежи) рыхлой темно-вишневого или серого цвета, имеющей вид пористого мартитового песчаника, слабо сцементированная хлоритом, кальцитом или лимонитом; карбонатно-мартитовой (до 35% объема рудной залежи) мелкозернистой, плотной темно-вишневого цвета; лимонито-мартитовой (до 40% объема рудной залежи) рыхлой темно-бурого цвета.

Коэффициент крепости рыхлой руды до 1,5, плотной — до 4—5. Плотность руды 3,34 *т/м*^{3}, влажность 8—12%.

Химический состав дробленых продуктов приведен в табл. 136.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска руды 1000 *мм*.

Первая очередь фабрики введена в эксплуатацию в 1959 г., вторая — в 1963—1964 гг.

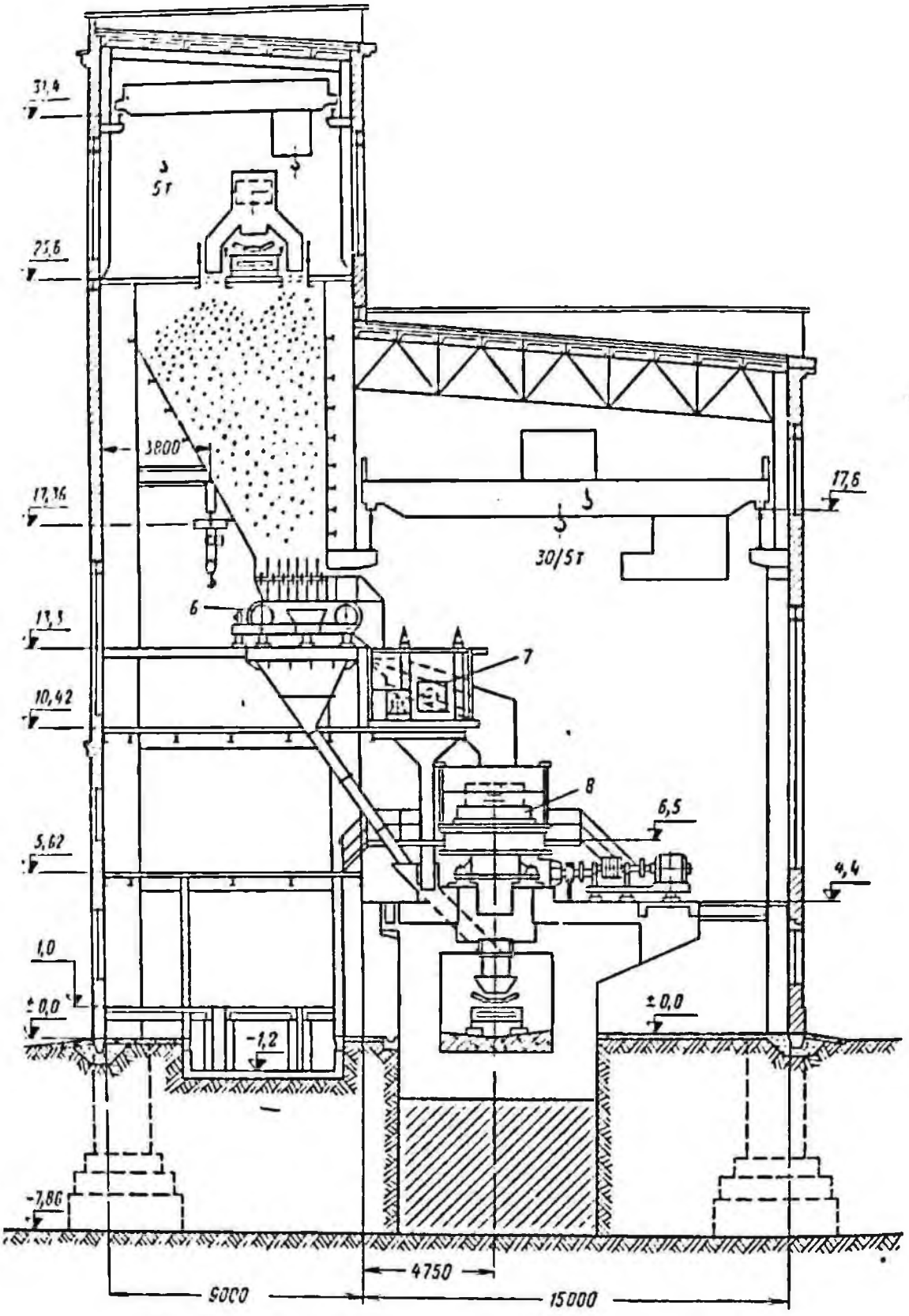


Рис. 127. Корпус № 2 мелкого дробления фабрики Олегорского ГОКа:
6—8 — см. рис. 122

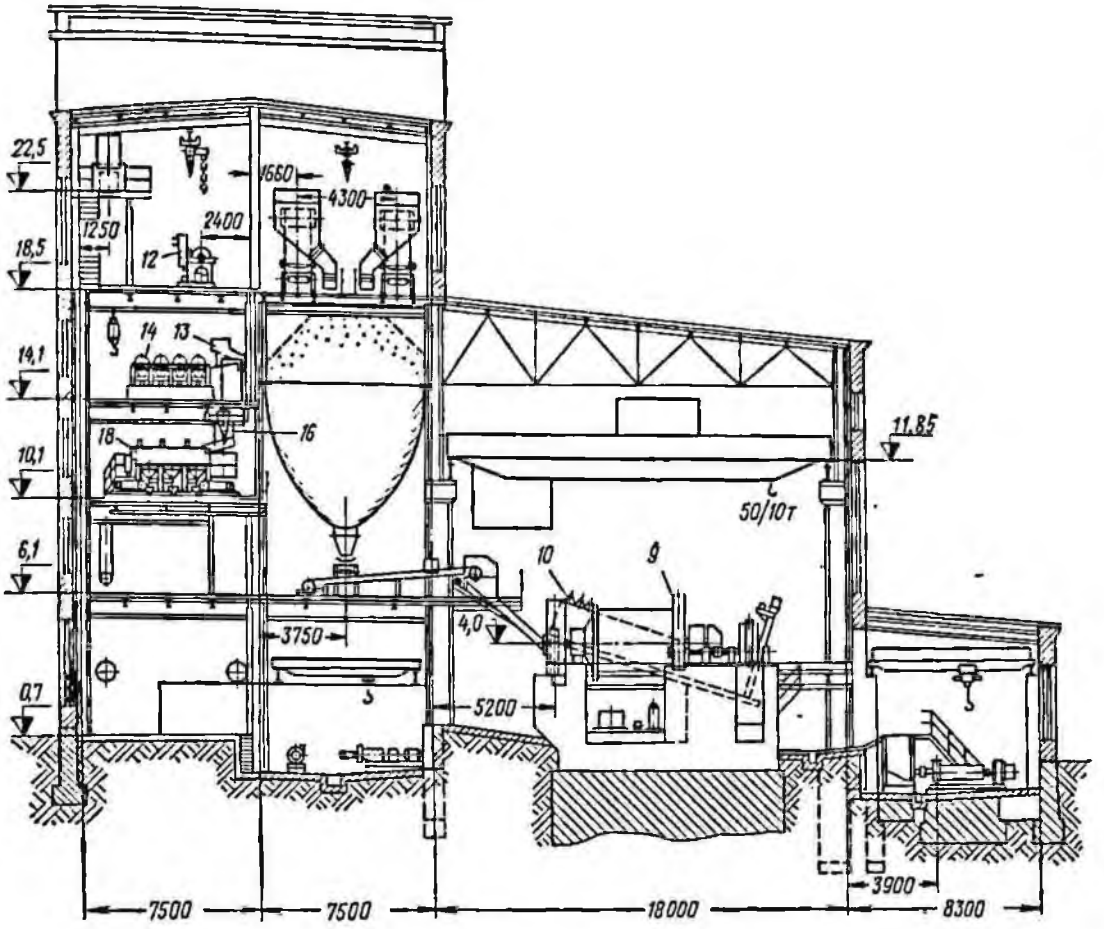


Рис. 128. Главный корпус фабрики Оленегорского ГОКа:
9, 10, 12—14, 16, 18 — см. рис. 122

Таблица 135

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики № 2 комбината КМАруда

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
среднего дробления КСД-2100	*т/ч*	390
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	390
Мельница шаровая с решеткой МШР-320 × 3100:		
I стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1,4—1,9
II стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,3—0,6
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
с противоточной ванной, барабан диаметром 800 *мм*, длиной 2500 *мм* (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	28—40
ПБМ-ПП-90/250 (II стадия сепарации) . . .	*т/м·ч*	16
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,9—1,2

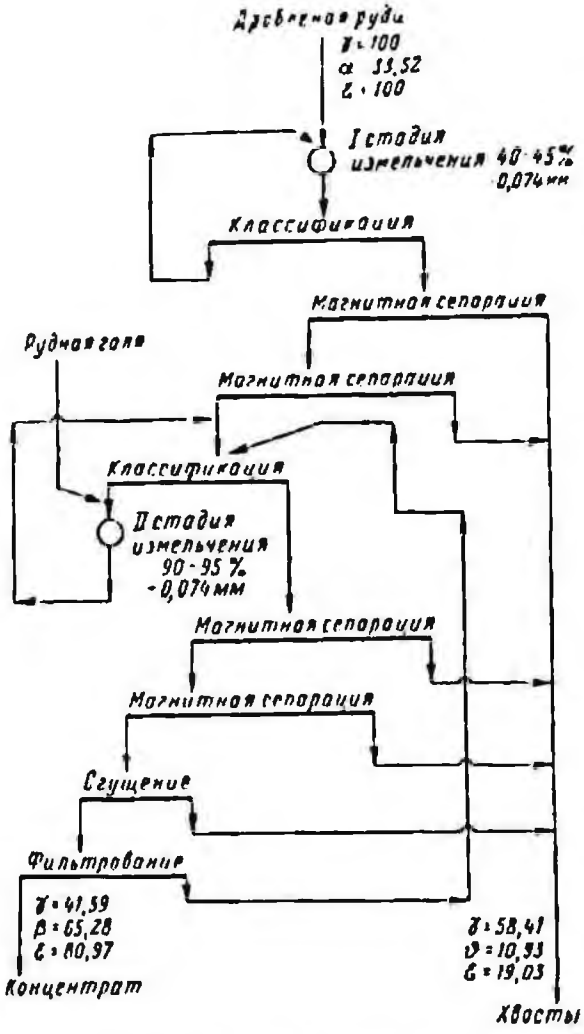


Рис. 129. Технологическая схема обогащения фабрики № 2 комбината КМАруда

Руда на фабрику доставляется автомобильным транспортом.

Технологическая схема дробильно-сортировочной фабрики первой очереди (рис. 134, *а*) включает дробление в три стадии с предварительным грохочением в каждой стадии. Крупность дробленого продукта 70 *мм*. Затем материал подвергается грохочению с выделением агломерационной руды крупностью 0—10 *мм* и доменной руды крупностью 10—70 *мм*.

Технологическая схема второй очереди (рис. 154, *б*) включает четыре стадии дробления в замкнутом цикле с грохочением. Вся продукция второй очереди — агломерационная руда крупностью 10—0 *мм*.

Технологические показатели работы Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда

Переработано руды, тыс. *т*	8698
Получено руды, тыс. *т*:	
агломерационной	6925,148
доменной	1772,852
Выход руды, %:	
агломерационной	79,11
доменной	20,89
Содержание железа в руде, %:	
исходной	56,69
агломерационной	57,55
доменной	53,39
Влажность исходной руды, %	8,21

Агломерационная и доменная руды отправляются потребителю железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии и воды на Лебединской дробильно-сортировочной фабрике комбината КМАруда на 1 *т* руды

	Исходная	Агломерационная	Доменная
Электроэнергия, *квт·ч* . . .	1,34	1,08	0,26
Вода, в том числе оборотная, *м*³	0,014	0,011	0,003

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 135.

Производительность основного технологического оборудования приведена в табл. 137.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 136—138.

Таблица 136

Химический состав доменной и агломерационной руд Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда

Руда	Содержание, %								
	Fe	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	п. п. п.
Доменная	53,37	14,66	7,89	3,67	1,29	0,74	0,076	0,18	11,1
Агломерационная . .	57,55	7,55	7,19	3,57	0,59	0,57	0,069	0,11	6,56

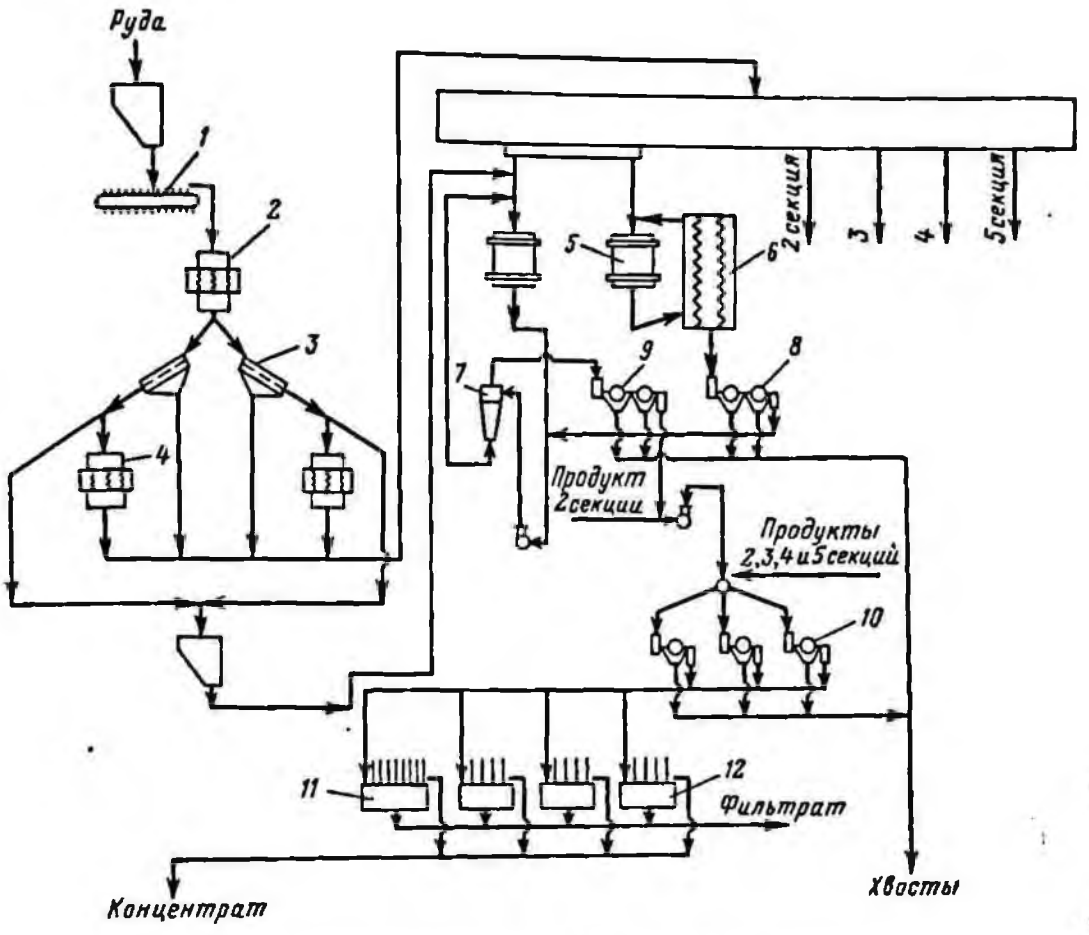


Рис. 130. Схема цепи аппаратов фабрики № 2 комбината КМАруда:

1 — пластинчатый питатель 1200 × 3600 *мм* (1); *2* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2100 (1); *3* — инерционный грохот (2); *4* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (2); *5* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100 (10); *6* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20 (5); *7* — гидроциклон ГЦ-50 (10); *8* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (10); *9* — то же, с полупротивоточной ванной, диаметр барабана 800 *мм*, длина 2500 *мм* (10); *10* — то же, ПБМ-ПП-90/250 (3); *11* — дисковый вакуум-фильтр Ду-68-2,5 (1); *12* — то же, Ду-34-2,5 (3)

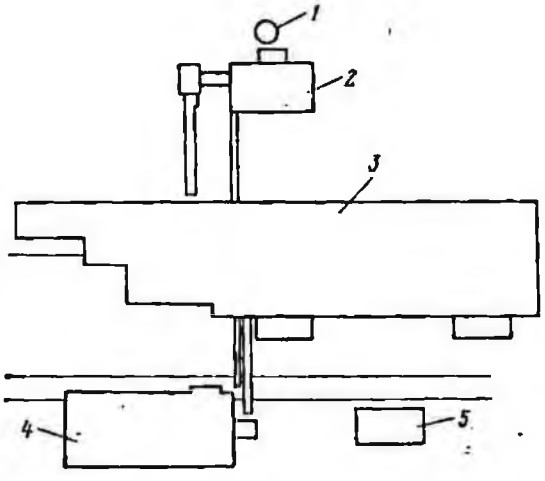


Рис. 131. Схема сооружений фабрики № 2 комбината КМАруда:

1 — шахта № 3; *2* — корпус среднего и мелкого дробления; *3* — то же, главный; *4* — склад концентрата; *5* — хвостовая насосная станция

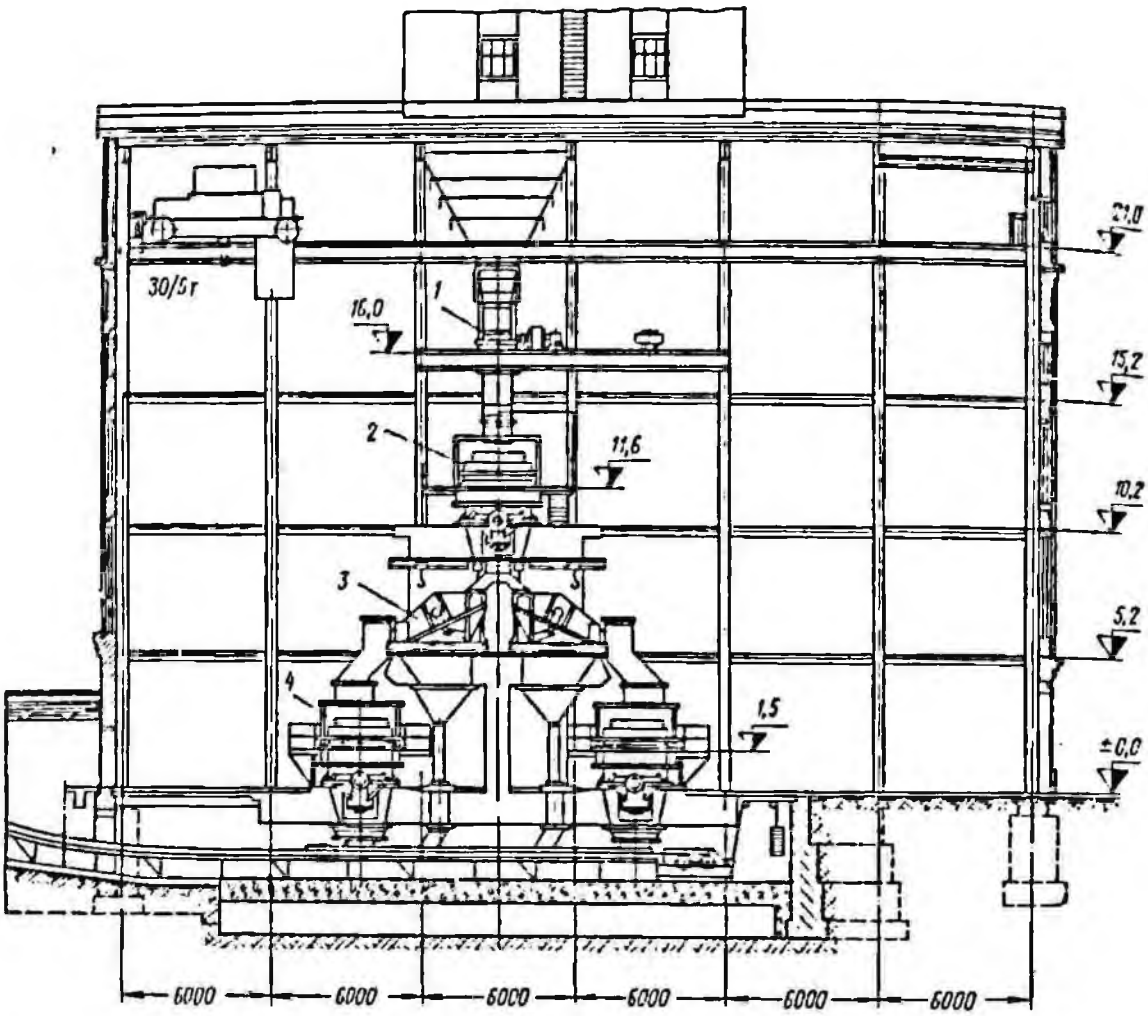


Рис. 132. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики № 2 комбината КМАруда:
1—4 — см. рис. 130

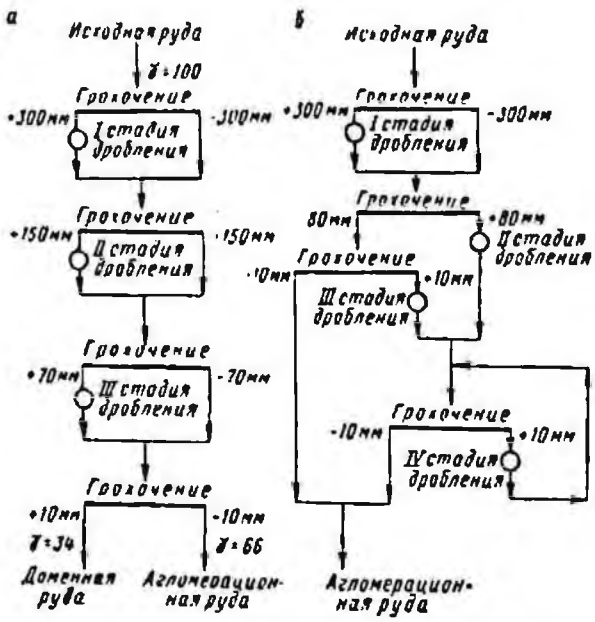


Рис. 134. Технологическая схема Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда

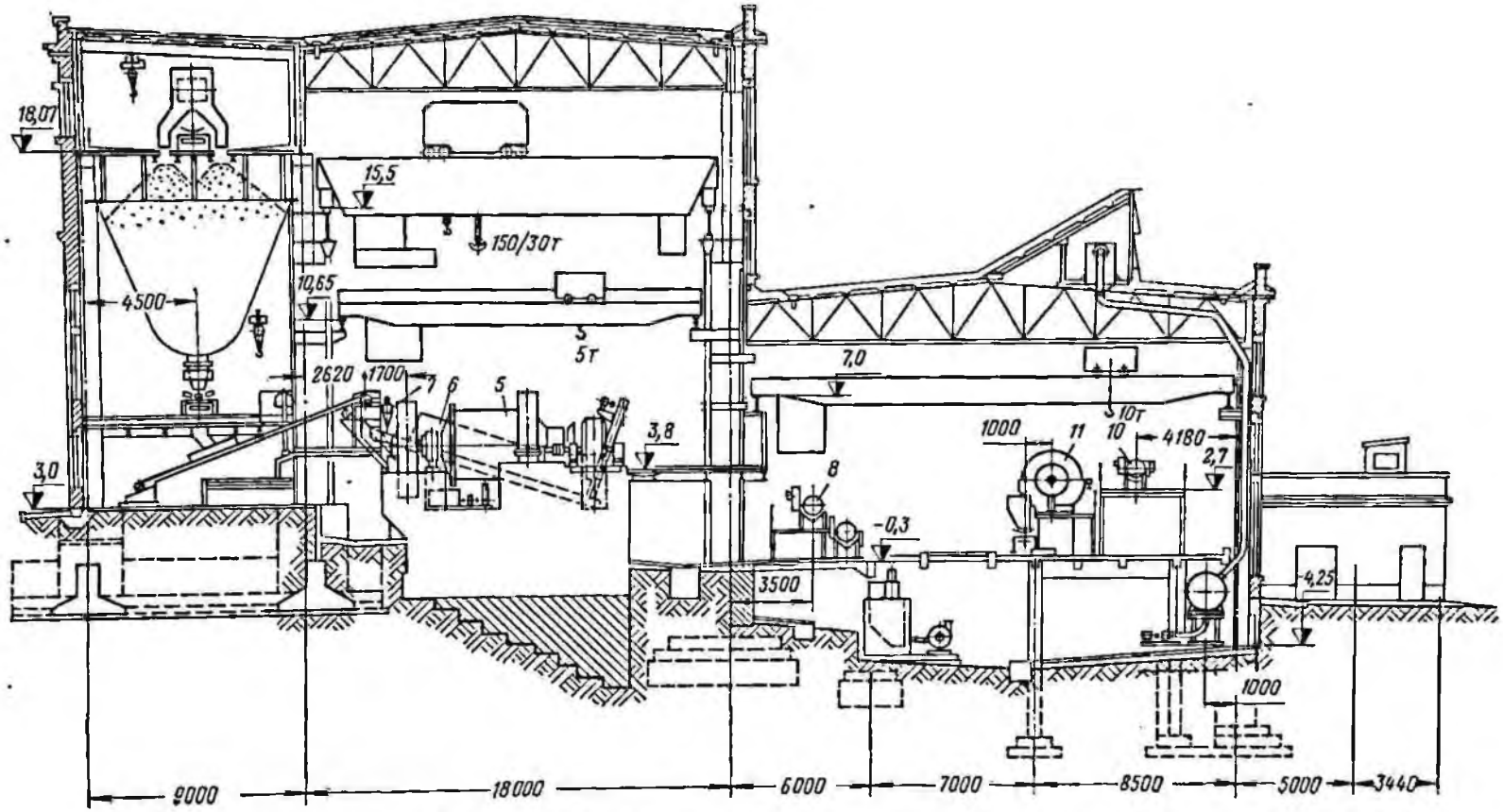


Рис. 133. Главный корпус фабрики № 2 комбината КМАруда:
5—8, 10 и 11 — см. рис. 130

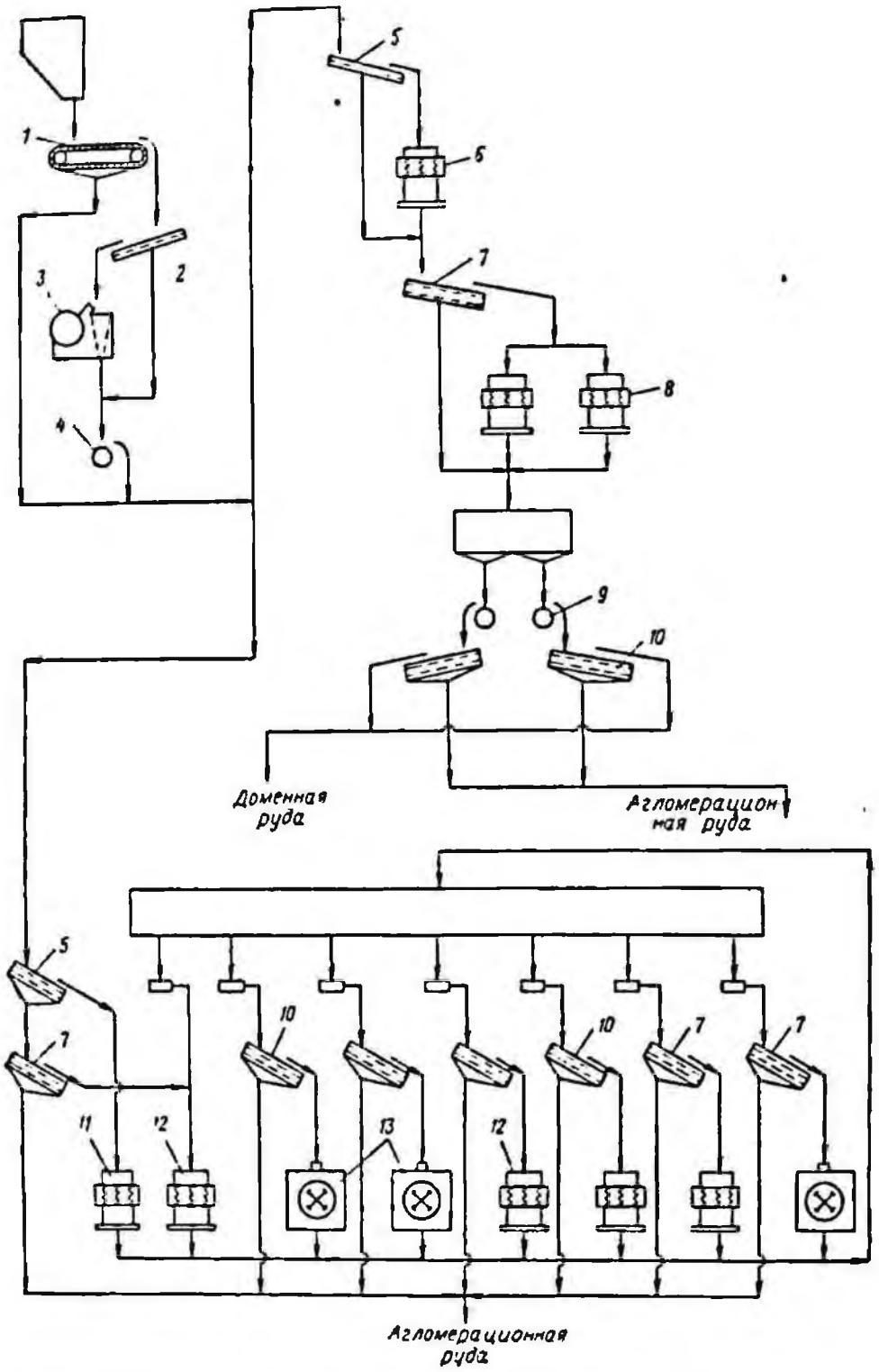


Рис. 135. Схема цепи аппаратов Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда:

1 — пластинчатый питатель 1-18-120 (1); *2* — колосниковый грохот (1); *3* — щековая дробилка 1500 × 2100 мм (1); *4* — барабанный питатель (1); *5* — колосниковый грохот (2); *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2100 (1); *7* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ52 (4); *8* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200 (2); *9* — барабанный питатель (10); *10* — вибрационный грохот 1250 × 4000 мм (14); *11* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (1); *12* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (4); *13* — молотковая дробилка ДМРЦЭ14,5 × 13 (3)

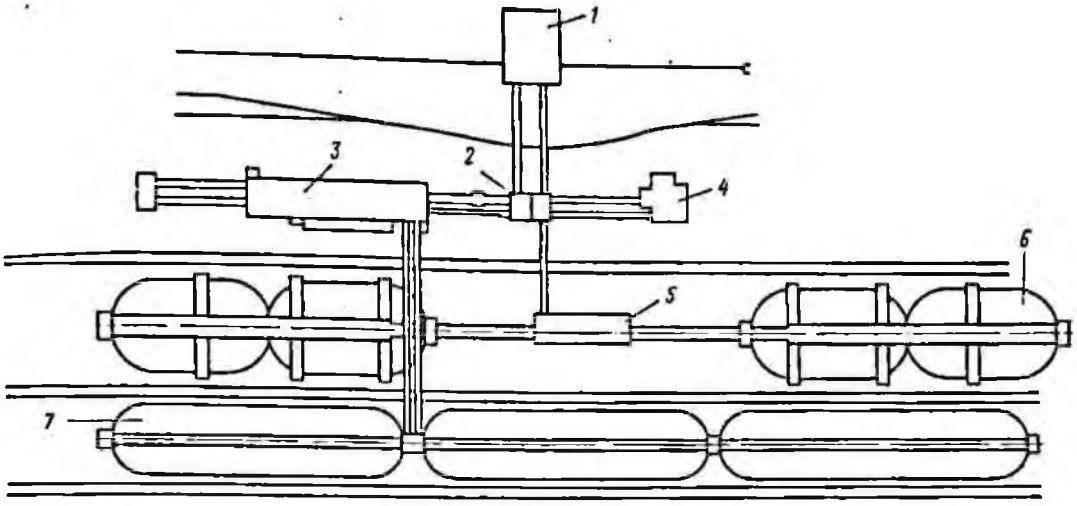


Рис. 136. Схема сооружений Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда:

1 — корпус крупного дробления первой очереди; *2* — то же, сортировки второй очереди; *3* — то же, среднего и мелкого дробления второй очереди; *4* — то же, среднего и мелкого дробления первой очереди; *5* — то же, сортировки первой очереди; *6* — склад руды первой очереди; *7* — то же, второй очереди

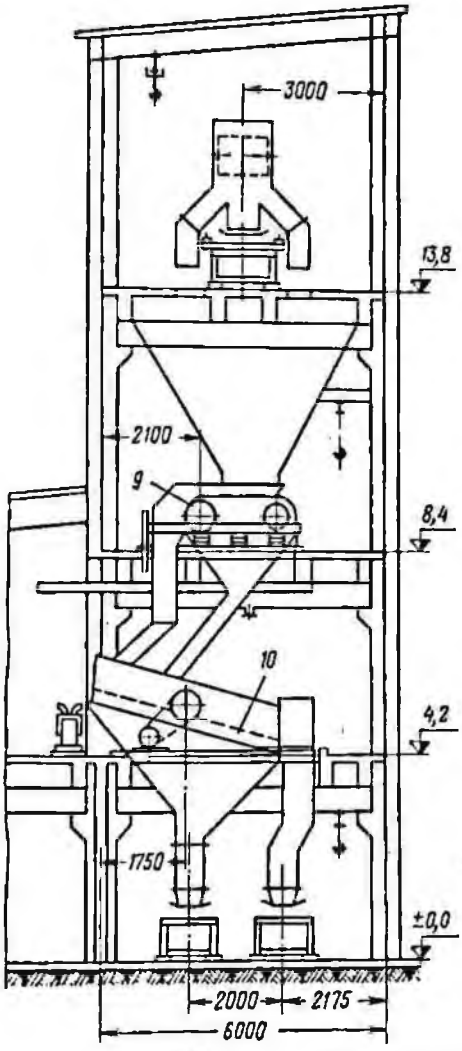


Рис. 137. Корпус сортировки Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда:

9 и *10* — см. рис. 135

Таблица 137

Производительность основного оборудования Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда

Оборудование	Производительность, *т/ч*
Дробилка:	
щековая 1500 × 2100 *мм* (ширина разгрузочного отверстия 180 *мм*) . . .	670
конусная среднего дробления КСД-2100	900
то же, мелкого дробления КМД-2200 (ширина разгрузочного отверстия 15 *мм*) [1]	140
то же (ширина разгрузочного отверстия 10 *мм*) [1]	77
молотковая ДМРЦЭ 14,5 × × 13-1000 (зазор 50 *мм*) [2]	300

[1] Работает в открытом цикле.
[2] Работает в замкнутом цикле.

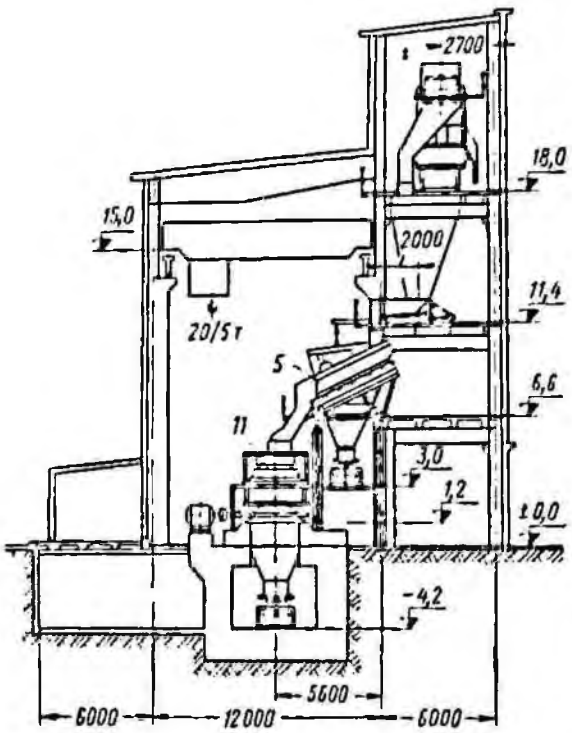


Рис. 138. Корпус среднего и мелкого дробления Лебединской дробильно-сортировочной фабрики комбината КМАруда (вторая очередь):

5 и *11* — см. рис. 135

§ 20. Фабрики для обогащения скарновых магнетитовых и титаномагнетитовых руд

Соколовско-Сарбайский горнообогатительный комбинат (ССГОК) (г. Рудный Кустанайской области)

На комбинате перерабатываются руды Соколовского и Сарбайского железорудных месторождений контактово-метасоматического типа. Оруденение в обоих месторождениях связано со скарнообразованием. Главный рудный минерал — магнетит, в незначительных количествах присутствуют мушкетовит, гематит и мартит.

Нерудная часть представлена скарновыми минералами (эпидот, диопсид, гранат). В состав руды входят также сульфиды. Сульфиды Соколовского месторождения представлены пиритом, а также незначительным количеством других сульфидных минералов, выделения которых приурочены к нерудным участкам. В Сарбайском месторождении, наряду с пиритом и другими сульфидами, распространен пирротин, причем сульфиды в равной мере распространены во вмещающей породе и в магнетите.

Фосфор в рудах обоих месторождений представлен апатитом, тонкие выделения которого присутствуют в магнетите и в скарнах и приурочены главным образом к зонам контакта магнетита со скарнами.

По содержанию железа сернистые магнетитовые руды обоих месторождений разделяются на несколько разновидностей: богатые — с содержанием железа 50% и выше, серы 1,8—4,4%, бедные — с содержанием железа 30% и выше, серы 1,2—4,2%, убогие — с содержанием железа 20% и выше, серы 1—3,8%, колчеданные — с содержанием железа 35—36%, серы более 10%.

Колчеданные руды в запасах месторождений считаются забалансовыми. Рядовая магнетитовая руда будущего подземного рудника по своему составу относится к бедным вкрапленным рудам. Расчетное содержание магнетита в них около 50%.

В руде, добываемой в Соколовском карьере, высокое содержание гранатов типа андрадита повышает содержание силикатного железа до 4%. Валового железа в руде содержится 40,2%, серы — 0,97%, фосфора — 0,09%.

По условиям залегания богатые сернистые руды могут добываться в карьерах селективно. В окисленной зоне обоих месторождений наблюдаются окисленные руды, запасы которых составляют незначительный процент общих запасов.

Коренные окисленные руды Сарбайского месторождения характеризуются высоким содержанием железа, в то время как на Соколовском месторождении, наряду с богатыми, значительно распространены и более бедные руды, нуждающиеся в обогащении.

Кроме магнетита (железа), промышленное значение имеют содержащиеся в рудах сульфиды: кобальтоносные, пирит, пирротин, халькопирит и др.

При магнитном обогащении руды сульфиды в основном концентрируются в хвостах, из которых при измельчении до 0,1 *мм* их можно извлечь в коллективный концентрат флотацией.

Коэффициент крепости руды 10—18, плотность в целике от 3,5 до 3,9 *т/м*^{3}, влажность до 3%.

Соколовское и Сарбайское месторождения разрабатываются открытым способом. В дальнейшем предусмотрен частичный переход на подземные работы. Руда на фабрику с обоих карьеров доставляется железнодорожным транспортом на расстояние 5—6 *км*. На фабрику руда поступает со средним содержанием железа 38,06%,

влажностью 3%. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Дробильно-сортировочная фабрика. Богатые сернистые магнетитовые и окисленные руды Соколовского месторождения и богатые окисленные руды Сарбайского и Южно-Сарбайского месторождений с содержанием железа 51—55% перерабатываются на дробильно-сортировочной фабрике.

Дробильно-сортировочная фабрика введена в эксплуатацию в 1958 г. Богатые магнетитовые руды обогащаются сухой магнитной сепарацией. Производительность фабрики 3,7 млн. *т* в год. Дробильно-сортировочная фабрика предназначена для производства агломерационной руды. Временно получают мартеновскую и доменную руды.

Технологическая схема (рис. 139) переработки богатых руд включает крупное дробление исходной руды крупностью 1200—0 *мм* при ширине разгрузочного отверстия 200—250 *мм*, среднее дробление при ширине разгрузочного отверстия 35—40 *мм* с последующим грохочением руды на классы +10 *мм* и —10 *мм*, мелкое дробление при ширине разгрузочного отверстия 5—6 *мм* в замкнутом цикле с грохотами для выделения готового продукта 10—0 *мм* и сухую магнитную сепарацию руды крупностью 10—0 *мм* для выделения пустой породы.

Окисленные руды перерабатываются на этой же фабрике и по той же технологической схеме, но без сухой магнитной сепарации.

Фабрика выдает: мартеновскую руду с содержанием 62% железа, 0,12% серы, 0,08% фосфора; доменную руду с содержанием 61% железа, 0,25% серы, 0,08% фосфора; агломерационную руду с содержанием 55,5% железа, 1,1% серы, 0,13% фосфора.

Сухие хвосты используются как строительный материал.

Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочной фабрики показана на рис. 140.

Фабрика глубокого обогащения сернистых руд. Обогащение сернистых магнетитовых руд валовой добычи осуществляется на фабрике глубокого обогащения сернистых руд.

Количество руд, поступающих на эту фабрику с Соколовского и Сарбайского месторождений, составляет соответственно 30 и 70%. Химический состав руды и получаемых концентратов приведен в табл. 138.

Комплекс дробления и сухой магнитной сепарации введен в эксплуатацию в 1962 г., первая очередь комплекса мокрой магнитной сепарации (пять секций) — в 1964 г., вторая очередь (пять секций) — в 1965 г.

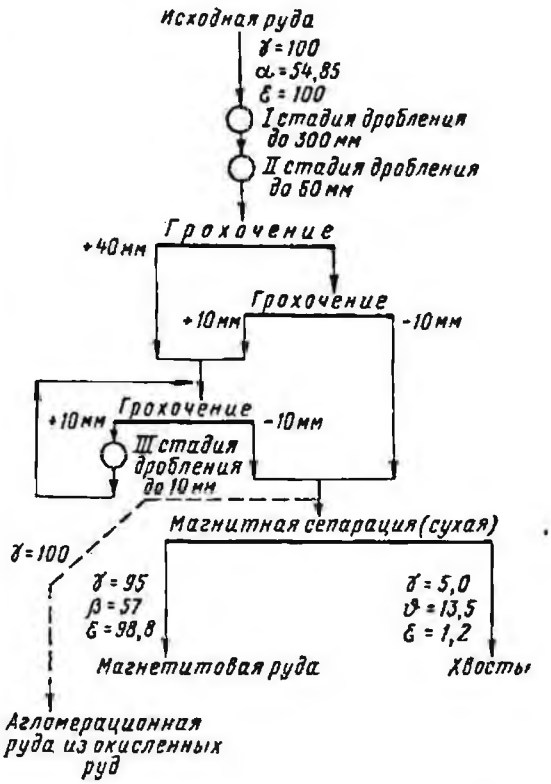


Рис. 139. Технологическая схема дробильно-сортировочной фабрики ССГОКа

В 1969 г. дополнительно введены в эксплуатацию три новых секции, в 1970 г. введена одна (14-я) секция и секция переработки производственных стоков. Производительность фабрики за 1971 г. составила 24 770,7 тыс. *т* (полная производительность фабрики 30,1 млн. *т* по сухому весу).

Технологическая схема обогащения секций 1—10 (рис. 141, *а*) предусматривает: четырехстадиальное дробление руды крупностью 1200 *мм* до 25 (20)—0 *мм* с предварительным грохочением перед III и IV стадиями дробления, сухую магнитную сепарацию руды (I стадия обогащения) крупностью 25 (20) — 0 *мм* с целью выделения части отвальных хвостов и получения магнитного промпродукта для последующего мокрого магнитного обогащения в три стадии; двухстадиальное измельчение в стержневых и шаровых мельницах; I стадию мокрой магнитной сепарации промпродукта на сливе стержневой мельницы при крупности 2—0 мм; II мокрую магнитную сепарацию промпродукта предыдущей операции на сливе шаровой мельницы при крупности 0,5 *мм*; III и IV окончательные стадии мокрой магнитной

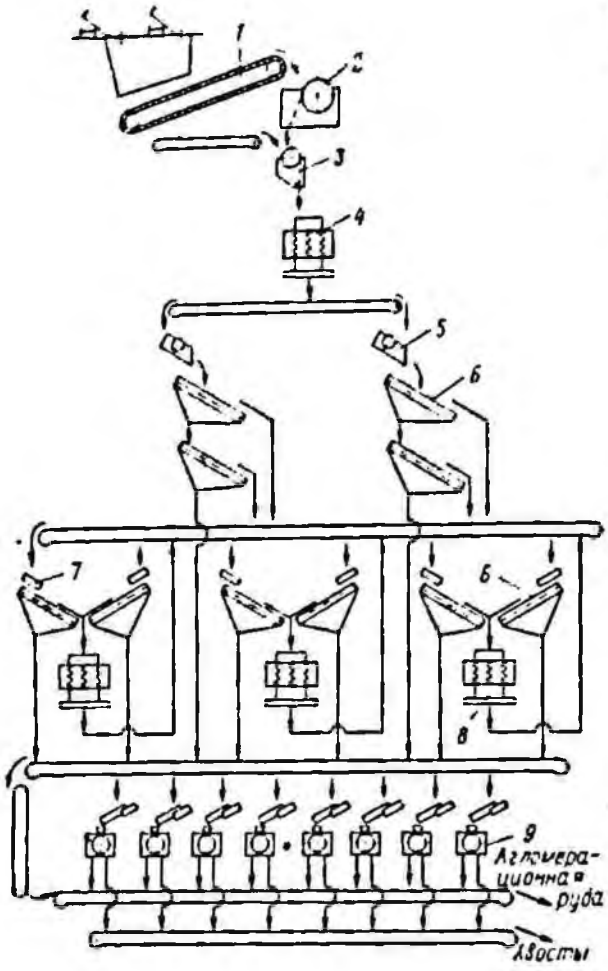


Рис. 140. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочной фабрики ССГОКа:

1 — пластинчатый питатель 1-24-120 (1); *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 мм (1); *3* — цепной питатель ЦП-1200 (1); *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2100 (1); *5* — барабанный питатель диаметром 1000 мм (2); *6* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа 155-Гр (10); *7* — лотковый питатель 1000 × 3100 мм (6); *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (3); *9* — магнитный барабанный сепаратор для сухой сепарации, диаметр барабана 900 мм, длина 1040 мм (8)

Таблица 138

Химический состав руды и концентратов ССГОКа

Продукт	Содержание, %											
	Fe	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P	S	TiO_2	V_2O_5	Cu	Zn	п. п. п.
Руда	38,06	17,15	21,4	5,02	6,94	3,38	0,27	0,120	3,45	0,285	0,058	0,036	0,035	3,73
Концентрат:														
грубого измельчения (73% —0,074 мм)	64,18	27,3	4,8	1,3	1,28	1,1	0,158	0,018	0,68	0,167	0,074	0,024	0,023	0,84
тонкого измельчения (94% —0,074 мм)	66,2	27,9	4,0	1,12	1,1	0,83	0,15	0,015	0,38	0,168	0,084	0,025	0,027	0,73

сепарации промпродукта слива гидроциклонов крупностью 87% класса —0,074 мм с перечисткой концентрата.

Концентраты обезвоживаются на дисковых вакуум-фильтрах.

Характерными особенностями секций 1—10 являются: включение операции мокрой магнитной сепарации между I и II стадиями измельчения и в замкнутом цикле II стадии измельчения с гидроциклонами. Магнитная сепарация на этих участках технологического процесса позволяет стадиально выводить отвальные хвосты и тем

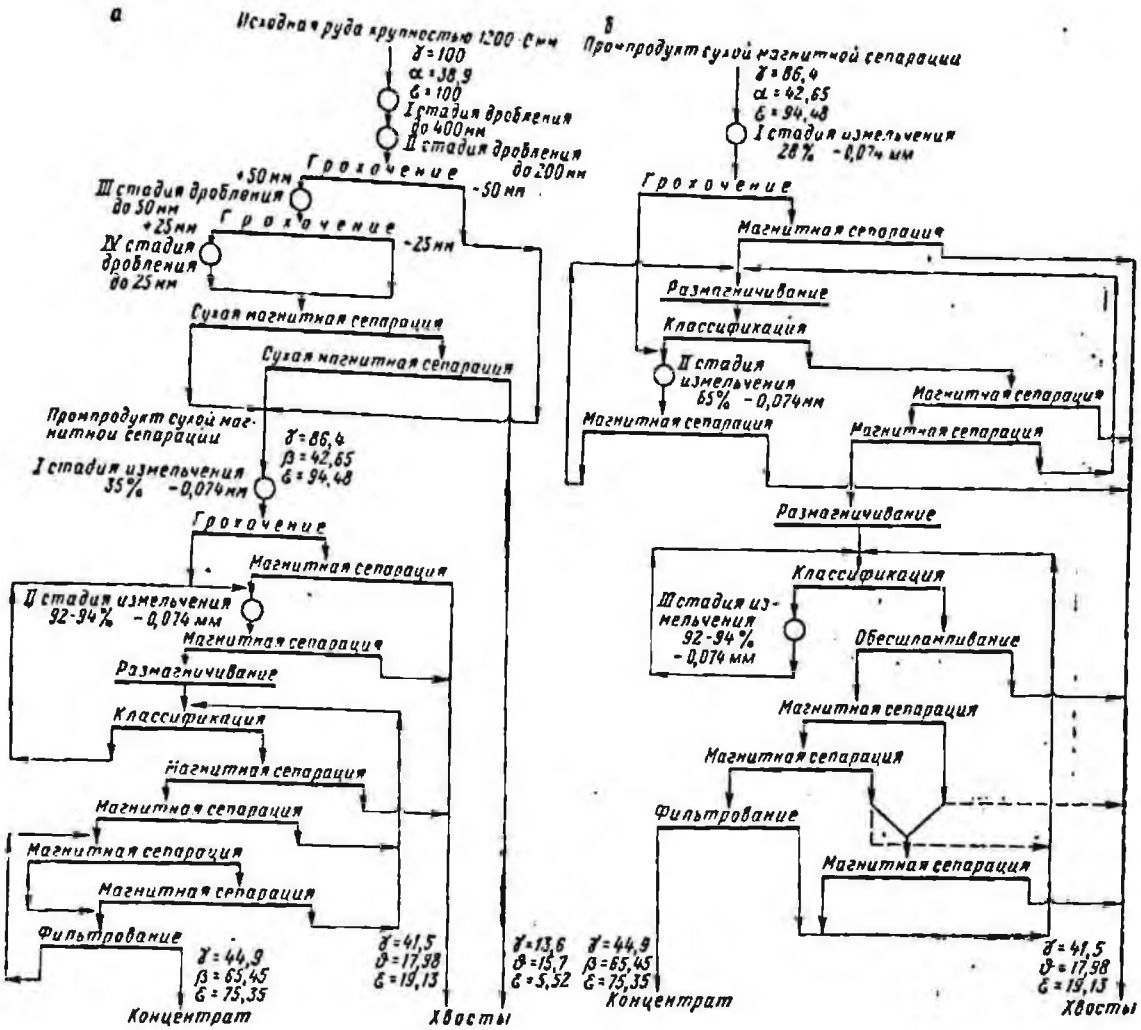


Рис. 141. Технологическая схема обогащения фабрики ССГОКа:
а — секции 1—10; б — секции 11—15

самым уменьшить количество мельниц во II стадии измельчения; подача концентрата на фильтрование непосредственно из сепараторов последней стадии обогащения, которые выдают магнитный продукт с содержанием 50% твердого.

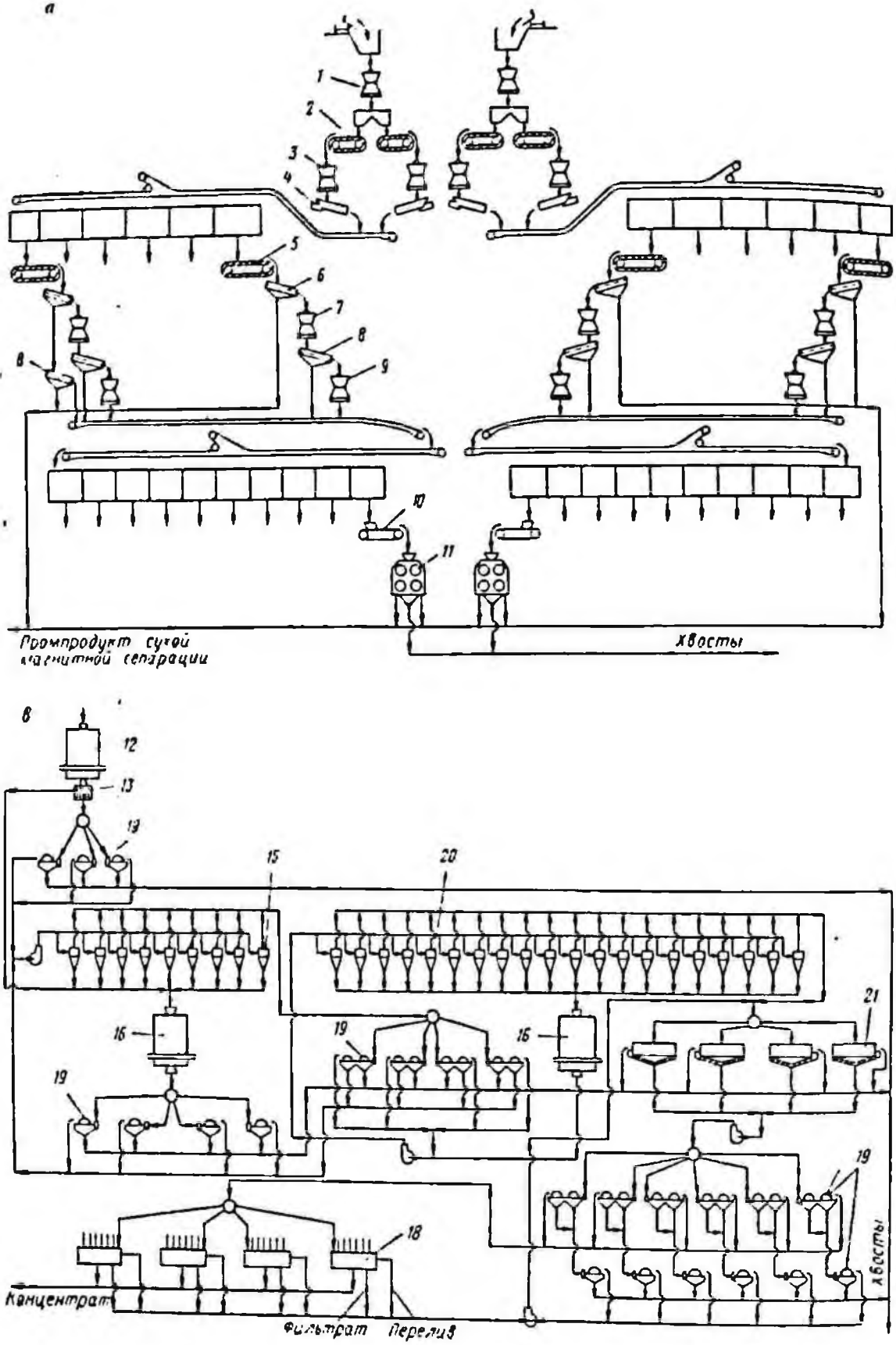
В связи с тем что часть концентрата отправляется потребителям в неокускованном виде, секции фабрики работают в двух режимах: первые пять секций дают концентрат грубого помола (80—85% класса —0,074 *мм*), а последующие девять выпускают концентрат тонкого помола (92—94% —0,074 *мм*), который поступает на окомкование.

По технологической схеме 11—15 секций (рис. 141, *б*) руда поступает на обогащение после дробления и сухой магнитной сепарации. Промпродукт сухой магнитной сепарации подвергается измельчению (три стадии) и мокрой магнитной сепарации.

Мокрое магнитное обогащение промпродукта производится: I стадия — на сливе стержневой мельницы при крупности 3—0 *мм* (28% класса —0,074 *мм*), II стадия — на сливе шаровой мельницы II стадии измельчения при крупности 0,7—0 *мм* (45—50% класса —0,074 *мм*): III стадия — измельчение промпродукта до крупности 92—94% класса —0,074 *мм*.

При освоении проектной мощности комбинат будет производить 13,5 млн. *т* концентрата в год с содержанием железа 65,45%.

При расширении фабрики между 10 и 11 секциями построена секция обработки производственных стоков, где перерабатываются производственные отходы (за исключением собственно хвостов магнитной сепарации) пяти новых секций, корпуса сушки


а
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
11
Промпродукт сухой магнитной сепарации
Хвосты
в
12
13
14
15
20
16
19
21
18
Концентрат
Фильтрат
Перелив
Хвосты

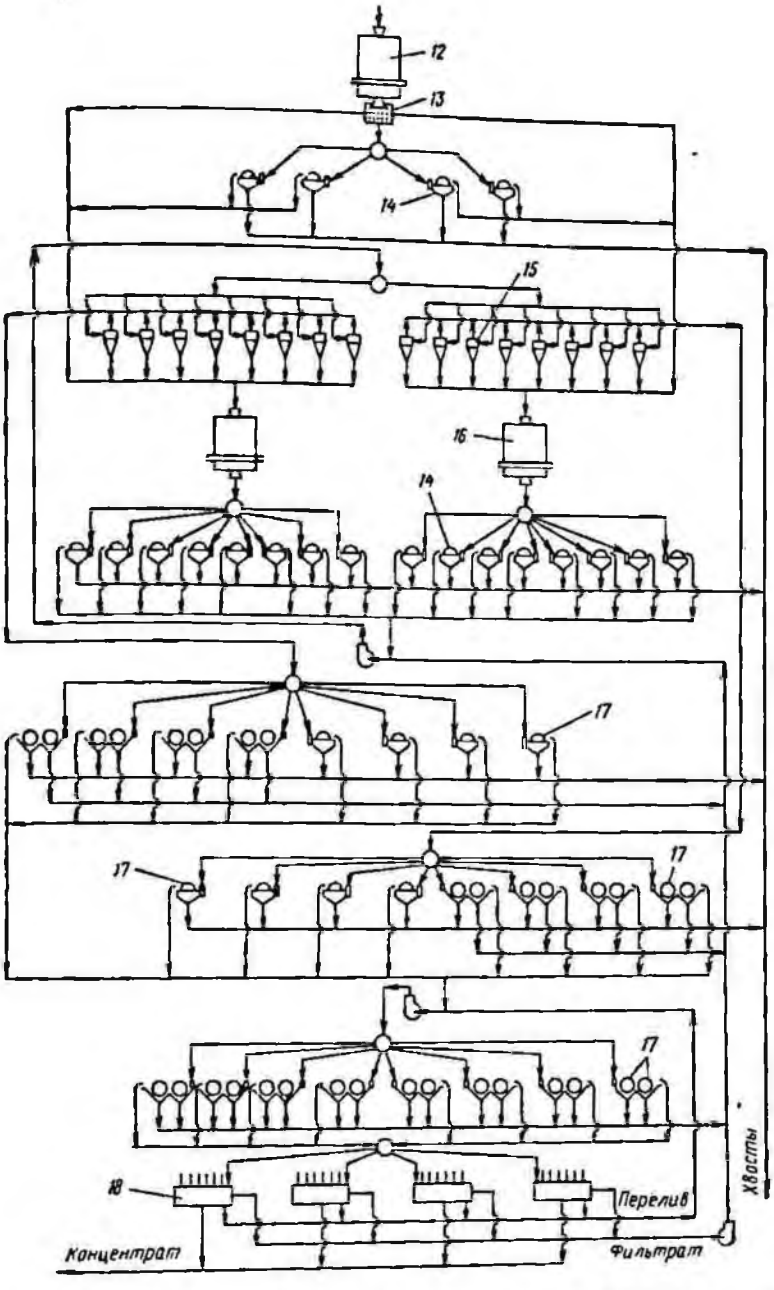


Рис. 142. Схема цепи аппаратов фабрики ССГОКа

а — корпусов дробления и сухой магнитной сепарации; *б* — секций 1—10; *в* — секций 11—15; *1* — конусная дробилка крупного дробления КСД-1500 (2); *2* — пластинчатый питатель 1-18-150 (4); *3* — конусная дробилка КРД-900/100 (4); *4* — электровибрационный питатель ПЭВ2-8 × 15 (4); *5* — пластинчатый питатель 1-15-60 (12); *6* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа 173-Гр (12); *7* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (12); *8* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа 173-Гр (13); *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (12); *10* — ленточный питатель 1600 × 2700 *мм* (20); *11* — магнитный сепаратор четырехбарабанный для сухой сепарации 189А-СЭ (20); *12* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × 4500 (10 + 5); *13* — бутара диаметром 1500 *мм* (10 + 5); *14* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (200); *15* — гидроциклон ГЦ-50 (135 + 90, резервные); *16* — шаровая мельница с решеткой МРШ-3600 × 5000 (20 + 10); *17* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации, диаметр барабана 800 *мм*, длина 1500 *мм* (320); *18* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-68-2,5 (40 + 20); *19* — магнитный барабанный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-П-90/250 (35); *20* — гидроциклон; ГЦ-35 (150 + 50 резервные); *21* — магнитный дешламатор МД-5(20)

и фабрики окомкования. Это позволяет сократить потери железа в хвостах и увеличить выход концентрата.

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 142.

Концентрат в количестве 8,4 млн. *т* в год будет направляться на фабрику окомкования, находящуюся на одной площадке с обогатительной фабрикой; 5,1 млн. *т* концентрата в год отгружается Магнитогорскому металлургическому комбинату и частично другим заводам Урала. В зимнее время концентрат сушится до влажности 1,5—2%.

В 1971 г. на фабрике переработано 24,77 млн. *т* руды, получено 11,554 млн. *т* концентрата с содержанием железа 65,49%, из них 7,539 млн. *т* направлено на фабрику окомкования.

Хвосты сухой магнитной сепарации направляются железнодорожным транспортом в отвалы.

Хвосты мокрой магнитной сепарации перекачиваются напорным гидротранспортом через пульпонасосные станции первого, второго и третьего подъемов в хвостохранилище, расположенное в 5 *км* от обогатительной фабрики. Чаша хвостохранилища со всех сторон окружена дамбой высотой 10—12 *м*.

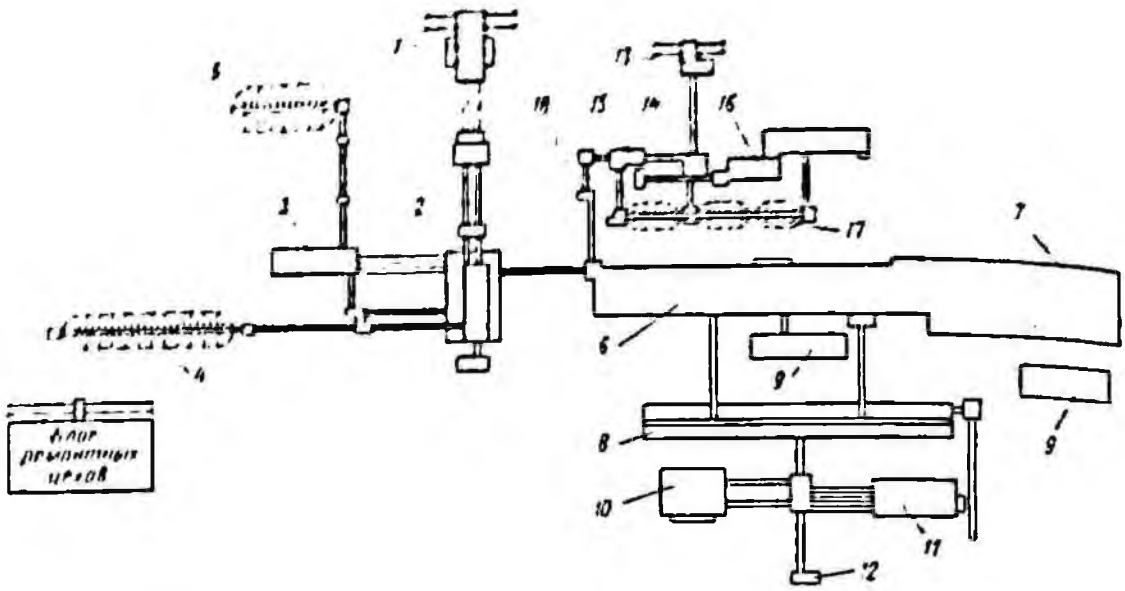


Рис. 143. Схема сооружений обогатительной и дробильно-сортировочной фабрик ССГОКа:

1 — корпус крупного дробления обогатительной фабрики; *2* — то же, среднего и мелкого дробления обогатительной фабрики; *3* — то же, сухой электромагнитной сепарации обогатительной фабрики; *4* — склад промпродукта обогатительной фабрики; *5* — то же, сухих хвостов обогатительной фабрики; *6* — корпус обогащения секций 1—10; *7* — то же, секций 11—15; *8* — склад влажного концентрата обогатительной фабрики; *9* — вакуум-насосная и пульпонасосная обогатительной фабрики; *10* — корпус сушки обогатительной фабрики; *11* — склад сушеного концентрата обогатительной фабрики; *12* — погрузочные бункера концентрата обогатительной фабрики; *13* — корпус крупного и среднего дробления дробильно-сортировочной фабрики; *14* — то же, сортировки дробильно-сортировочной фабрики; *15* — то же, сухой электромагнитной сепарации дробильно-сортировочной фабрики; *16* — то же, мелкого дробления; *17* — склад доменных и мартеновских руд; *18* — погрузочные бункера

Осветленная в хвостохранилище вода на 83% используется в качестве оборотной. Потери воды на испарение и фильтрацию (17%) восполняются из системы осушения карьеров и из р. Тобол.

Расход электроэнергии, воды и материалов на обогатительной фабрике ССГОКа на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	25,41	58,14
Вода, в том числе оборотная, *м³*	8,52	19,5
Шары, *кг*	0,6	1,46
Стержни, *кг*	0,16	0,384
Футеровка, *кг*	0,083	0,176
Фильтроткань, *м²*	0,0014	0,0033

Производительность основного оборудования на фабрике приведена в табл. 139.

Схема сооружений ССГОКа и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 143—146.

Таблица 139

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики ССГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления КРД-1500	*т/ч*	2000
редукционная КРД-900/100	*т/ч*	1000
среднего дробления КСД-2200	*т/ч*	350—450
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	250—350
Грохот инерционный наклонный тяжелого типа 173-Гр:		
щель 30 *мм*	*т/ч*	400
щель 12 *мм*	*т/ч*	350
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × × 4500 (I стадия измельчения 1—10 секций)	*т/м³·ч*	6,15

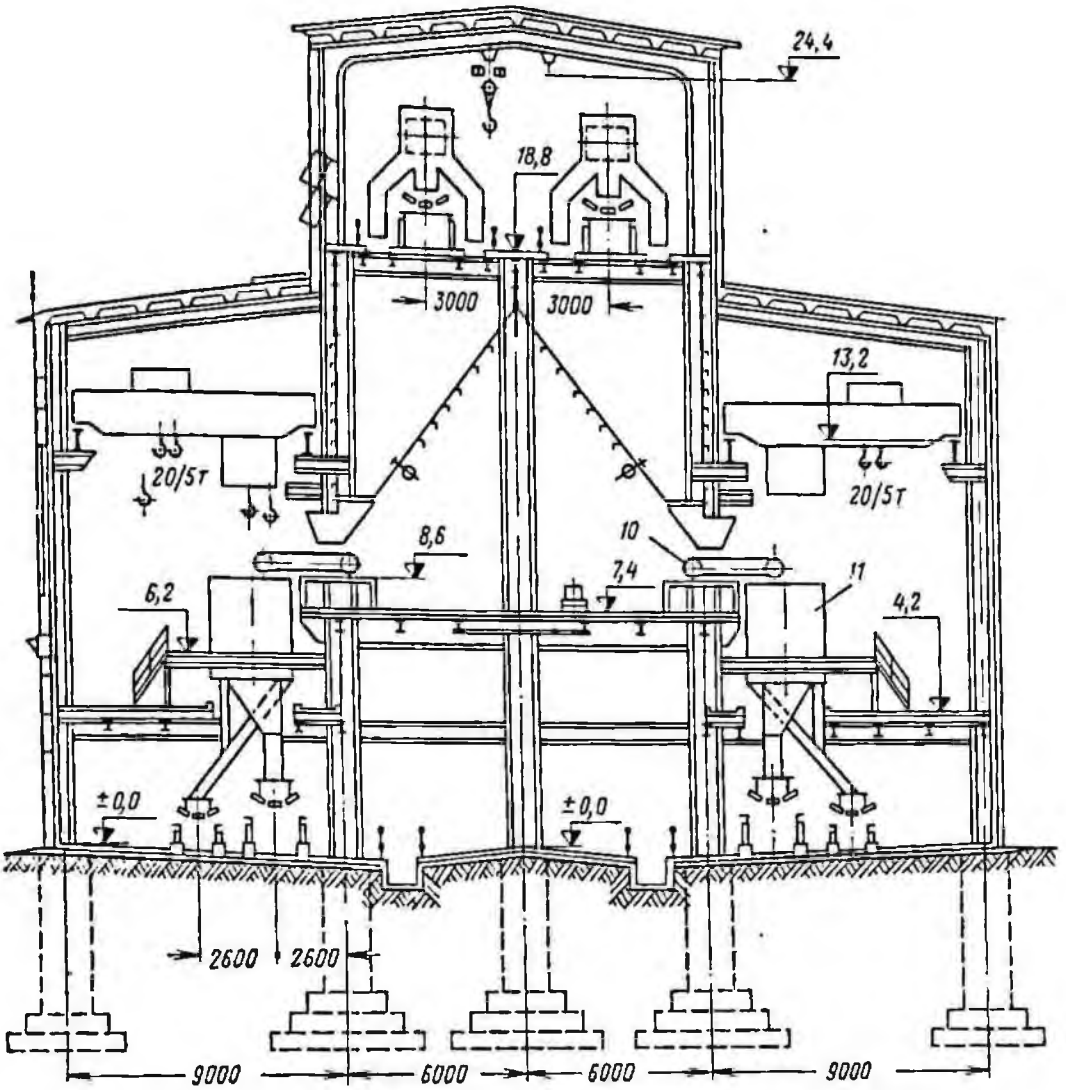


Рис. 144. Корпус сухой электромагнитной сепарации фабрики ССГОКа:
10 и *11* — см. рис. 142, *а*

Продолжение табл. 139

Оборудование	Единица измерения	Производительность
то же, (I стадия измельчения 11—15 секций)	*т/м³·ч*	6
шаровая с решеткой МШР-3600 × 5000 (II стадия измельчения 1—10 секций)	*т/м³·ч*	2,14
то же, (II стадия измельчения 11—15 секций)	*т/м³·ч*	2,9
то же, (III стадия измельчения 11—15 секций)	*т/м³·ч*	2,4

Продолжение табл. 139

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Сепаратор магнитный:		
для сухой сепарации 189А-СЭ	*т/м·ч*	195
для мокрой сепарации, барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм* (I стадия сепарации 1—10 секций) . . .	*т/м·ч*	32,8
то же, (II стадия сепарации 1—10 секций)	*т/м·ч*	8,2

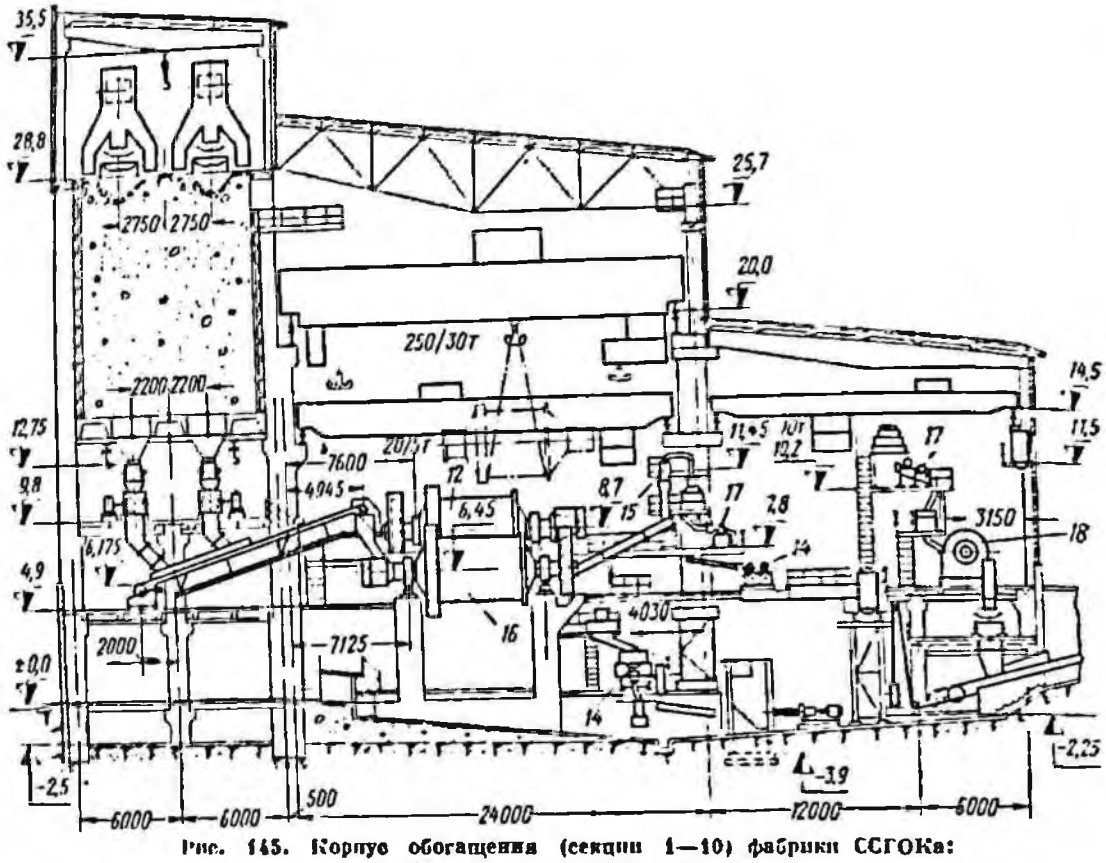


Рис. 145. Корпус обогащения (секции 1—10) фабрики ССГОКа:
12, 14—18 — см. рис. 142, *б*

Продолжение табл. 139

Оборудование	Единица измерения	Производительность
то же, (III стадия сепарации 1—10 секций)	*т/м·ч*	5,5
то же, (IV стадия сепарации 1—10 секций)	*т/м·ч*	16,4
для мокрой сепарации ПБМ-П-90/250 (I стадия сепарации 11—15 секций)	*т/м·ч*	38,5
то же, (II стадия сепарации 11—15 секций)	*т/м·ч*	22
то же, ПБМ-III-90/250 (III стадия сепарации 11—15 секций)	*т/м·ч*	14,5
то же, (IV стадия сепарации 11—15 секций)	*т/м·ч*	10
Депульпатор магнитный МД-5 (11—15 секции)	*т/м²·ч*	1,7
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,5

Дробильно-обогатительная фабрика № 5 Магнитогорского металлургического комбината (г. Магнитогорск Челябинской области)

Фабрика перерабатывает тонко- и средневкрапленные бедные сернистые руды Магнитогорского месторождения текущей добычи и из отвалов бедных руд, образованных ранее. Железные руды представлены в основном смесью магнетитовой руды с мрамором, скарном и диоритом, а также магнетитовыми скарнами.

Магнетитовая руда — разнозернистая с хлоритом, кальцитом, пиритом. Рудные скарны — магнетито-хлоритовые с кальцитом и пиритом также разнозернистые.

Основной железорудный минерал — магнетит, крупность вкрапления которого в пустой породе составляет десятые и сотые доли *мм*.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 140.

Коэффициент крепости руды 8—12, плотность 3—3,5 *т/м³*, влажность 3%.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Для стабильной работы рекомендуется подавать на фабрику свежедобытую руду и руду из отвалов в соотношении 1 : 1. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

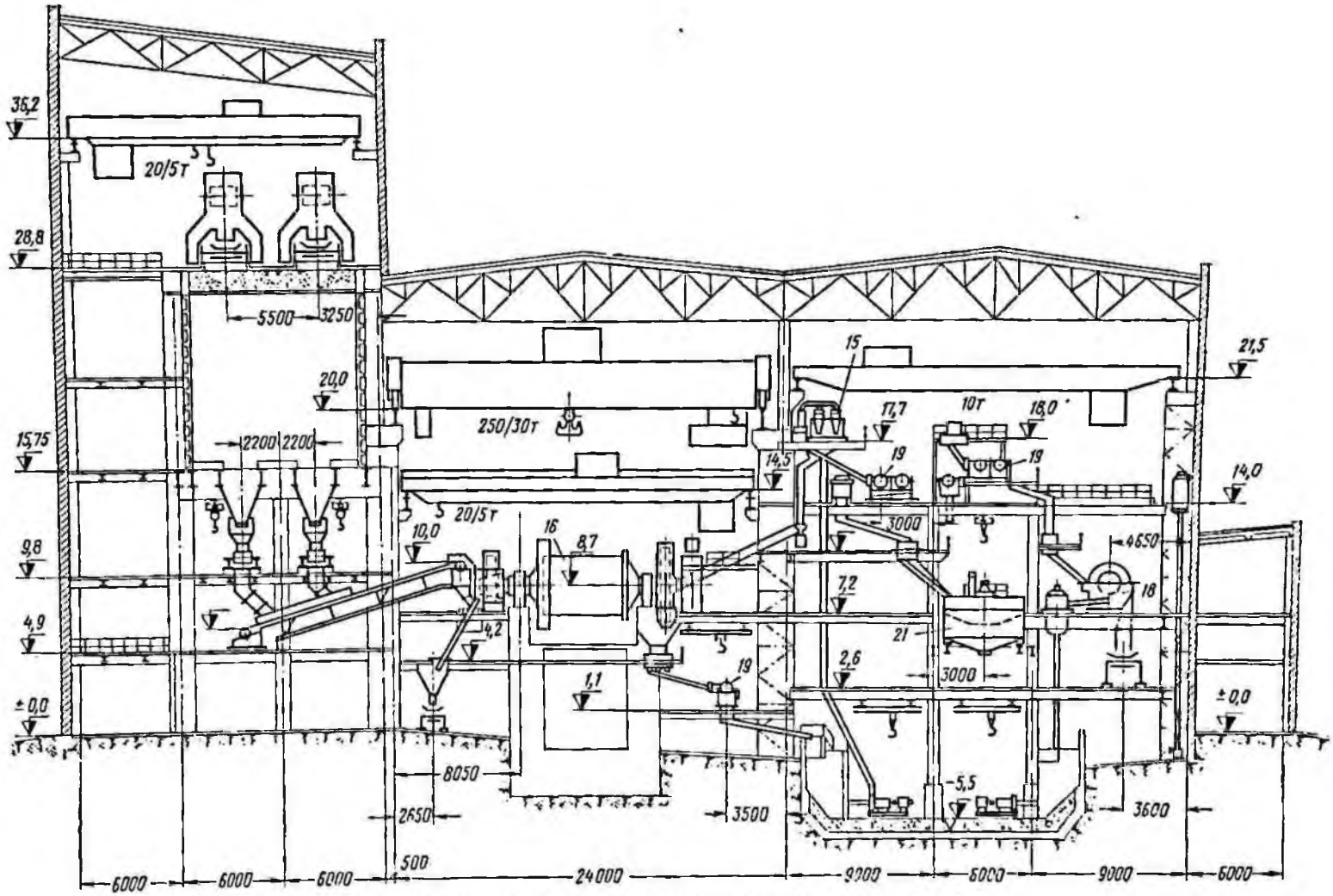


Рис. 146. Корпус обогащения (секции 11—15) фабрики ССГОКа:
15, 16, 18, 19 и 21 — см. рис. 142, *в*

Таблица 140

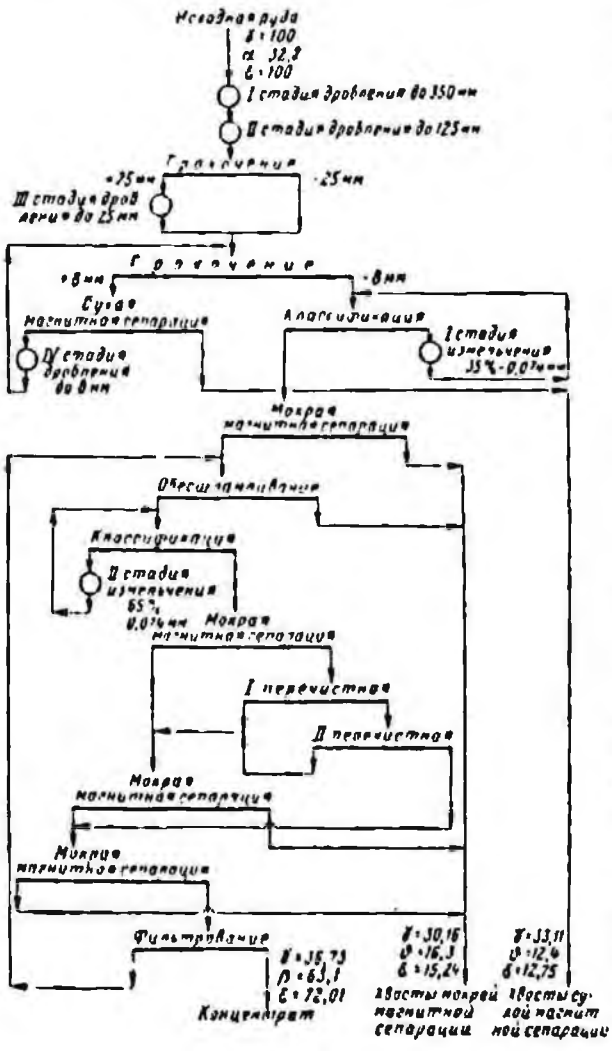
Химический состав руды и концентрата дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината

Продукт	Содержание, %								
	Fe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	п. п. п.
Руда	32,2	13,2	31,4	23,26	6,92	13,62	2,31	1,997	7,74
Концентрат	63,1	26,1	61,3	4,69	1,48	3,01	0,89	0,485	2,23

Обогатительная фабрика введена в эксплуатацию в 1965 г.

Руда на фабрику доставляется железнодорожным транспортом в 60-тонных думпкарах.

Рис. 147. Технологическая схема дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината



Режим работы фабрики трехсменный по 8 ч.

Технологическая схема (рис. 147) включает четыре стадии дробления до крупности 8—0 *мм*; после III стадии дробления руда подвергается сухой магнитной сепарации в замкнутом цикле с грохочением и мелким дроблением с выделением класса крупностью 8—0 *мм* (промпродукта сухой магнитной сепарации) и отвальных сухих хвостов крупностью 25—8 *мм*; две стадии измельчения промпродукта сухой магнитной сепарации до крупности 65% класса —0,074 *мм*; мокрую магнитную сепарацию в две стадии с перечисткой концентрата и промпродукта во II стадии сепарации и фильтрование.

Технологические показатели работы дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината

Надроблено руды, тыс. *т* . . .	5550
Переработано руды в корпусе сухой и мокрой магнитной сепарации, тыс. *т*	6283
Получено концентрата, тыс. *т*	2308
Содержание железа, %:	
в руде общего	32,2
в концентрате	63,1
в сухих хвостах общего	12,4
в мокрых хвостах общего	16,3
Извлечение железа в концентрат, %	72,01
Влажность концентрата, % . .	9,7

Концентрат со склада, расположенного в главном корпусе, конвейером подается на агломерационную фабрику.

Расход электроэнергии, воды и материалов на дробильно-обогатительной фабрике № 5 Магнитогорского металлургического комбината на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	7,62	19,3
Вода, в том числе оборотная, $м^3$	3,84	9,73
Шары, *кг*	0,24	0,61
Фильтроткань, $м^2$ . .	0,00166	0,0042

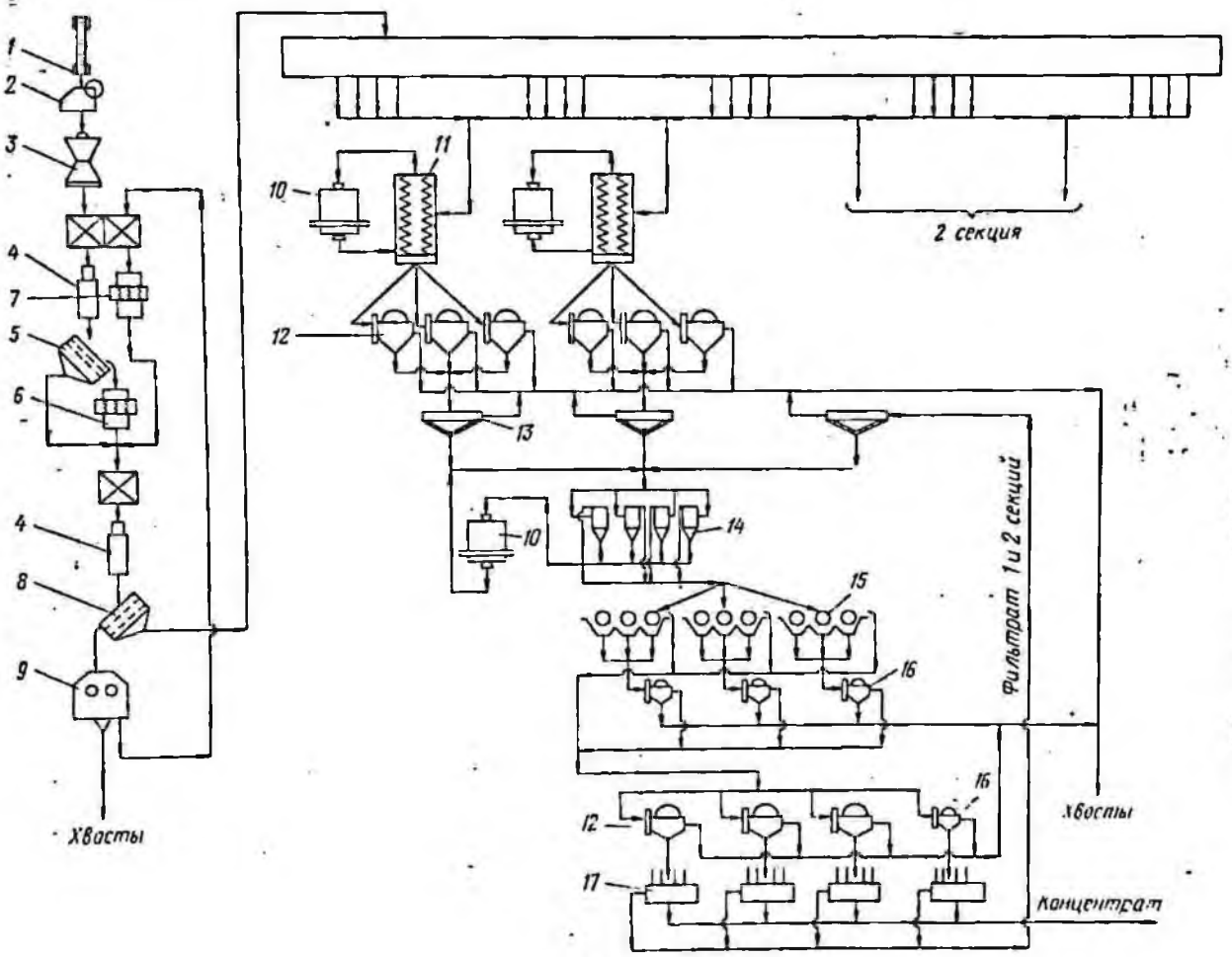


Рис. 148. Схема цепи аппаратов дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината:

1 — пластинчатый питатель 1-24-180 (1); *2* — щековая дробилка 1500 × × 2100 *мм* (1); *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200-Б (1); *4* — электровибрационный питатель с лотком ПЭВ2-8-15 (22); *5* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (2); *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200А (2); *7* — то же, мелкого дробления КМД-2200/400 (5); *8* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ41 (20); *9* — электромагнитный сепаратор для сухой магнитной сепарации ЭБС-90/100 (20); *10* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100 (6); *11* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (4); *12* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-ПШ-90/250 (18); *13* — гидросепаратор диаметром 9 *м* (5); *14* — гидроциклон ГЦ-50 (8); *15* — магнитный трехбарабанный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (6); *16* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (8); *17* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-68-2,5 (8)

Таблица 141

Удельная производительность основного оборудования дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка:		
щековая 1500 × 2100 мм	т/ч	800
конусная среднего дробления КСД-2200Б	т/ч	800
то же, КСД-2200Л	т/ч	400
то же, мелкого дробления КМД-2200/400	т/ч	135
Мельница шаровая с решеткой МШР-3200 × × 3100 (I стадия измельчения)	т/м³·ч по питанию	5,9
Сепаратор электромагнитный:		
для сухой сепарации 171-СЭ	т/м·ч	40
для мокрой сепарации ПБМ-ПП-90/250	т/м·ч	17,7
то же, трехбарабанный с прямоточной ванной (барабан диаметром 600 мм, длиной 1500 мм)	т/м·ч	17,3
Гидросепаратор диаметром 9 м	т/м²·ч	1,24
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	т/м²·ч	1,08

Схема цепи аппаратов показана на рис. 148.

Особенностями аппаратурного оформления схемы являются: возможность подачи на склад фабрики дробленой руды с других фабрик, расположенных в непосредственной близости от данной фабрики, работа фабрики на привозных рудах, поступающих в приемные бункера, минуя корпус крупного дробления.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 141.

Хвосты мокрой магнитной сепарации из главного корпуса поступают самотеком в пульпонасосную станцию первого подъема, откуда перекачиваются в пульпонасосную станцию второго подъема и затем в хвостохранилище.

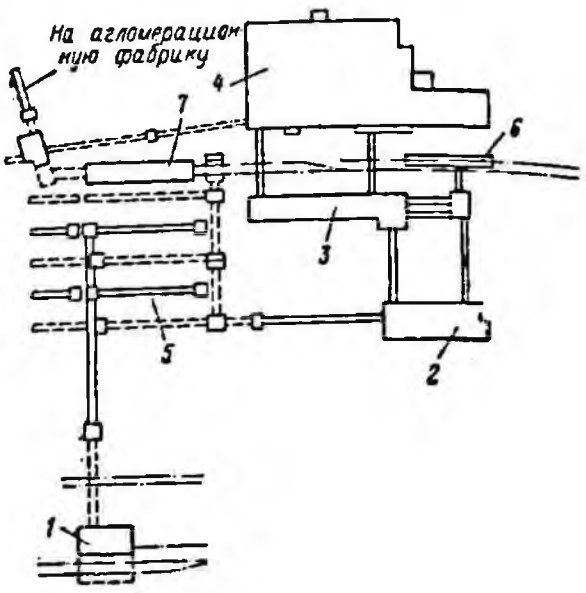


Рис. 149. Схема сооружений дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего и мелкого дробления; *3* — то же, сухой магнитной сепарации; *4* — то же, главный; *5* — склад дробленой руды; *6* — погрузочные бункера хвостов; *7* — приемные бункера привозных руд

Осветленная в хвостохранилище вода используется в качестве оборотной.

Хвосты сухой магнитной сепарации конвейером подаются в погрузочные бункера хвостов, откуда железнодорожным транспортом направляются в отвал или потребителю для использования их в качестве строительного материала.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 149—152.

Абагурская фабрика Кузнецкого металлургического комбината (г. Новокузнецк Кемеровской области)

Фабрика входит в состав Горного управления Кузнецкого металлургического комбината и состоит из корпуса мелкого дробления и трех главных корпусов.

Корпуса обогащения № 1 и 2. Сырьем, перерабатываемым в этих корпусах, являются промпродукты дробильно-обогатительных фабрик Казского, Таштагольского и Шерегешского рудников Горной Шории и промпродукт дробильно-обогатительной фабрики Абаканского рудника, расположенного в Хакасской АО.

Основной рудный минерал промпродуктов — магнетит. Нерудными минералами всех промпродуктов являются:

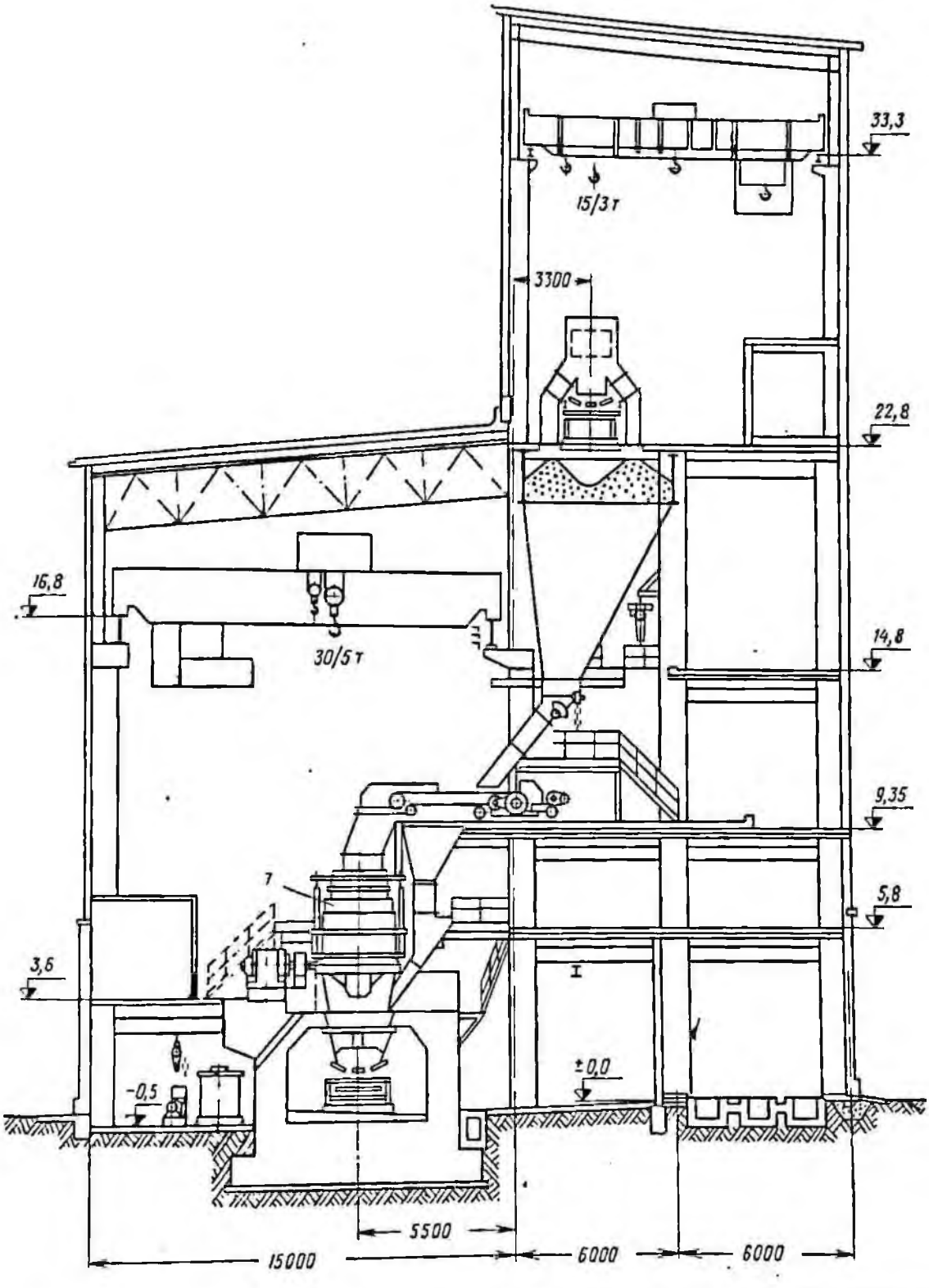


Рис. 150. Корпус среднего и мелкого дробления дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината:

7 — см. рис. 148

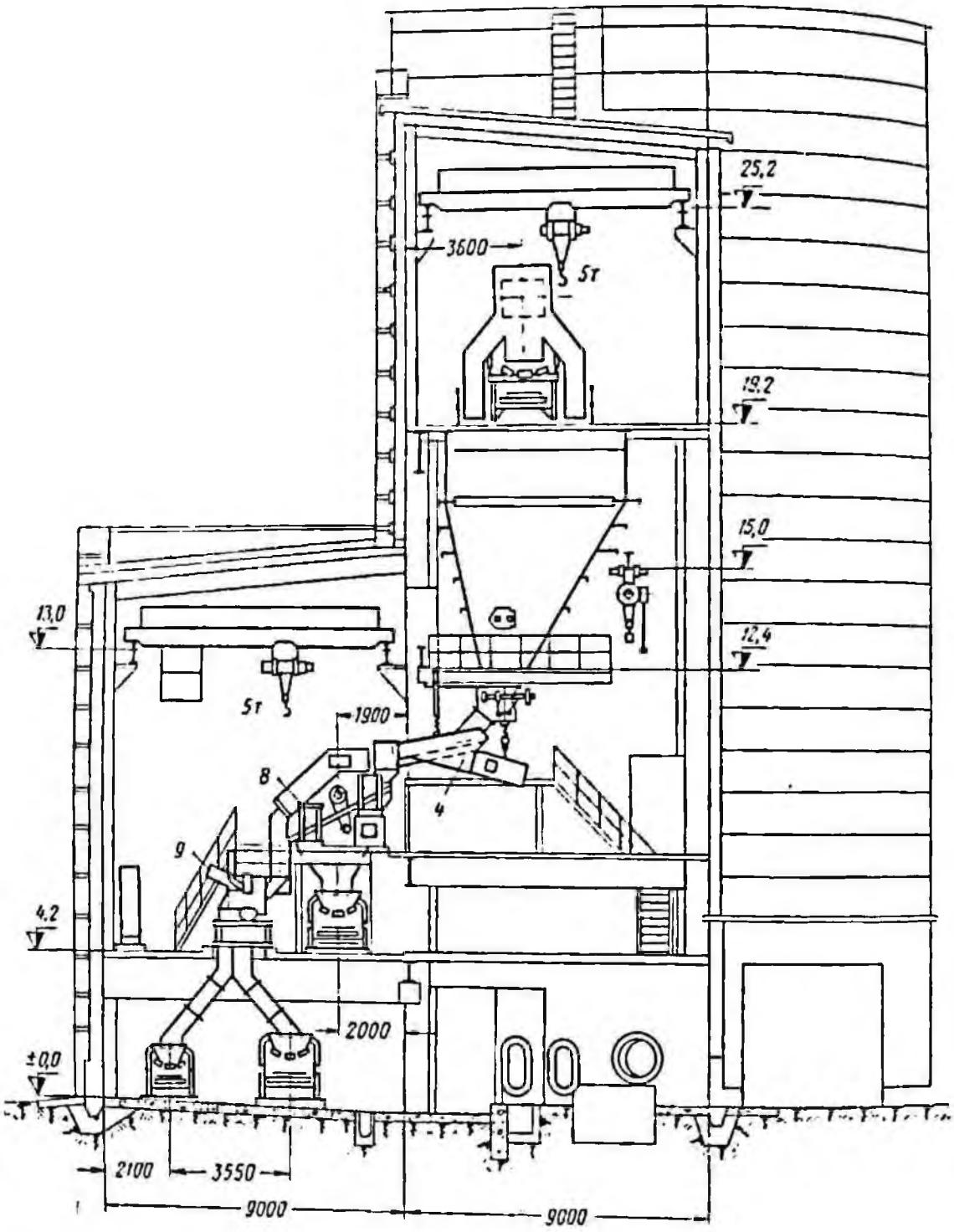


Рис. 151. Корпус сухой магнитной сепарации дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината:

4, 8 и 9 — см. рис. 148

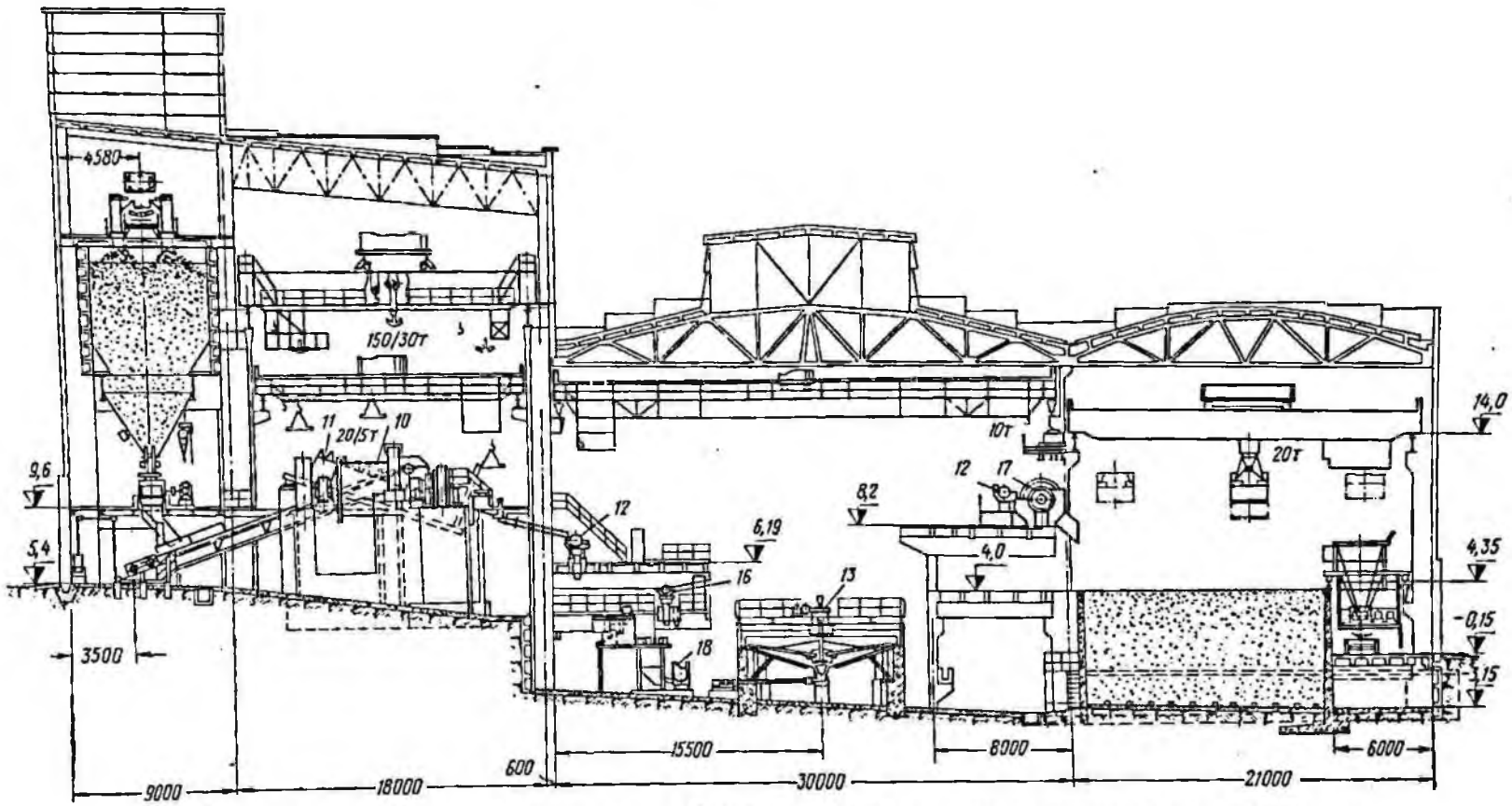


Рис. 152. Главный корпус дробильно-обогатительной фабрики № 5 Магнитогорского металлургического комбината:
10—13, 16 и 17 — см. рис. 148

Таблица 142

Химический состав промпродуктов Абагурской обогатительной фабрики

| Продукт | Содержание, % | | |

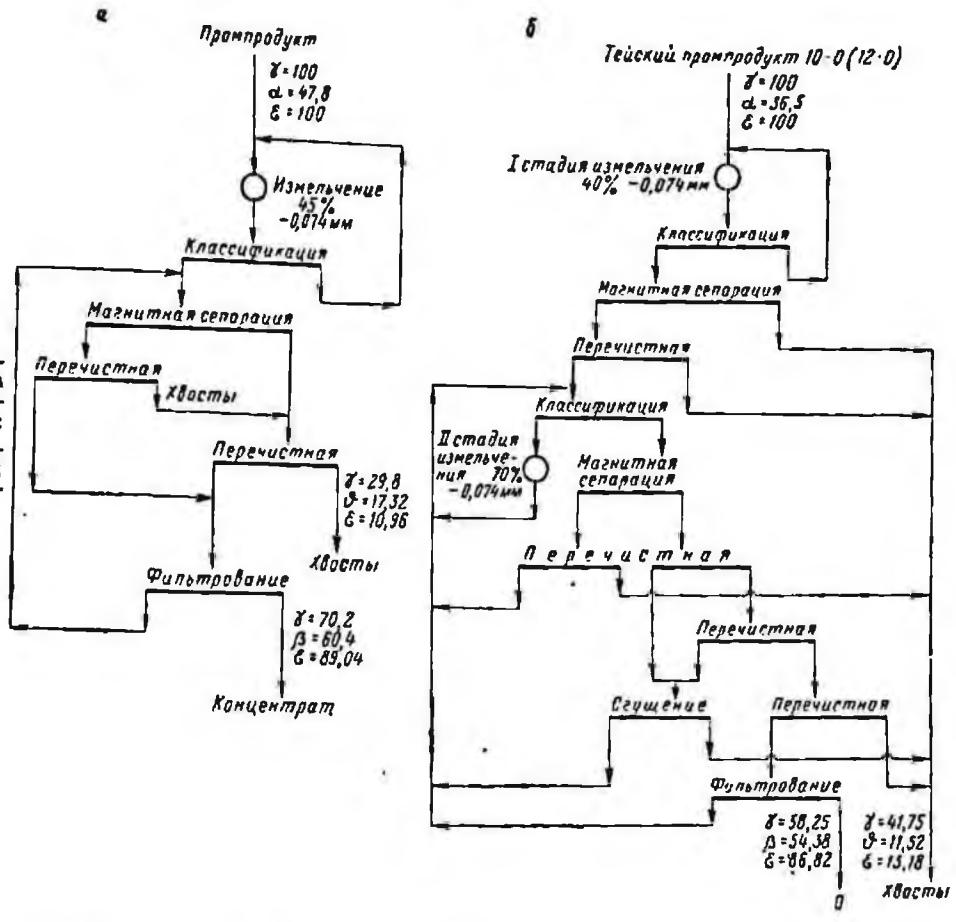


Рис. 153. Технологическая схема обогащения Абагурской фабрики: *а* — главных корпусов № 1 и 2; *б* — главного корпуса № 3

Технологические показатели работы Абагурской фабрики

	Корпуса № 1 и 2	Корпус № 3
Переработано руды, тыс. *т*	3961,2	2858,7
Получено концентрата, тыс. *т*	2780,2	1765,2
Выход концентрата, %	65,5	58
Содержание железа, %:		
в руде общего	45,9	36,2
в концентрате	60,8	54,4
в хвостах общего	17,9	11,1
Извлечение железа в концентрат, %	86,9	87
Влажность, %:		
руды	2	2
концентрата	11	11,5

Годовая производительность корпуса № 3 по промпродукту составляет 2858,8 тыс. *т*, по концентрату — 1765,2 тыс. *т*.

Предусматривается реконструкция главного корпуса № 3 для увеличения производительности до 4250 тыс. *т* в год по промпродукту и повышения качества концентрата до 65% железа.

Фабрика работает 340 дней в году по непрерывному графику в 3 смены по 8 ч.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Абагурской фабрике на 1 *т*

	Промпродукт		Концентрат	
	корпус № 1 и 2	корпус № 3	корпус № 1 и 2	корпус № 3
Электроэнергия, *квт·ч*	15	22,7	19,7	34,2
Вода, в том числе оборотная, *м*³	5,7	8,6	7,5	13
Шары, *кг*	1,03	1,43	1,47	2,3
Футеровка, *кг*	0,09	—	0,125	—
Фильтроткань, *м*²	0,004	0,0067	0,056	0,0109

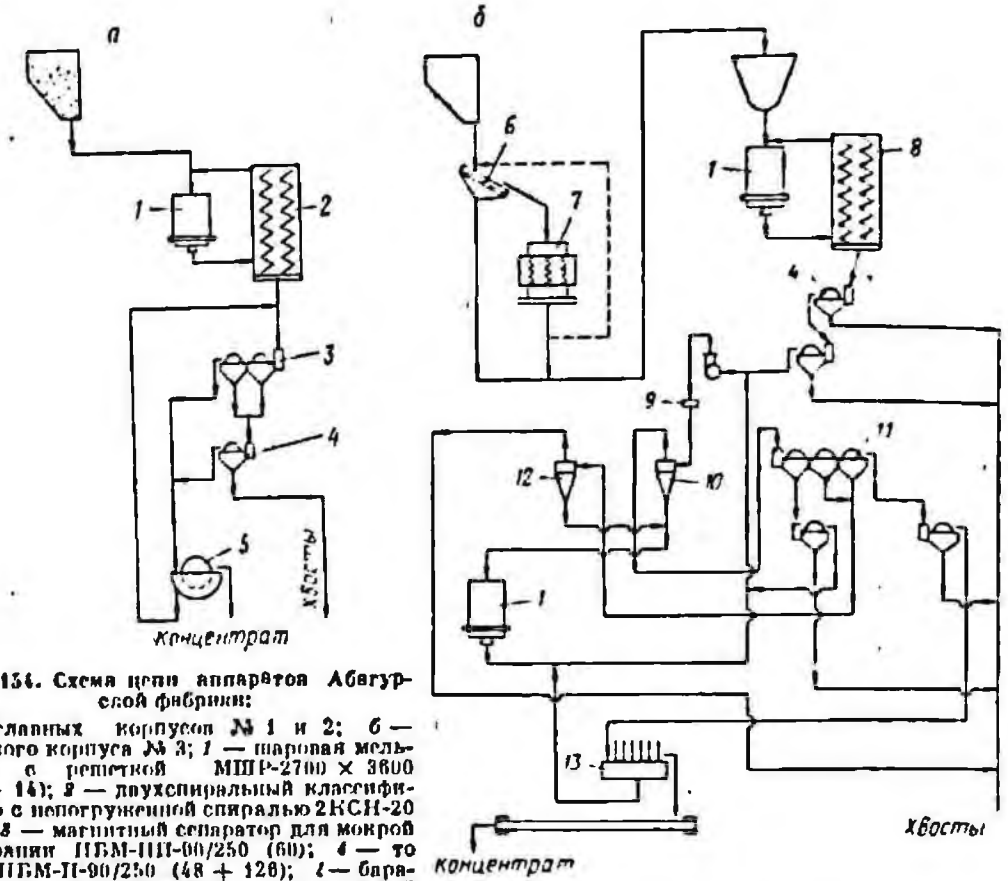


Рис. 154. Схема цепи аппаратов Абагурской фабрики:

а — главных корпусов № 1 и 2; *б* — главного корпуса № 3; *1* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 3600 (10 + 14); *2* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20 (10;) *3* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-ПП-60/250 (60); *4* — то же, ПБМ-П-90/250 (48 + 128); *5* — барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью Ву25-2,6 (20); *6* — грохот 1750 × 4250 *мм* (4); *7* — конусная пробилка мелкого дробления КМД-2200 (4); *8* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20 (7); *9* — размагничивающий аппарат; *10* — гидроциклон ГЦ-35 (112); *11* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-ПП-63/150 (189); *12* — гидроциклон ГЦ-25 (84); *13* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-51-2,5 (10);

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 154.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 143.

Схема сооружений фабрики и разрез главного корпуса № 3 Абагурской фабрики показаны на рис. 155 и 156.

Абаканская дробильно-обогатительная фабрика Кузнецкого металлургического комбината (Абаканский район Хакасской автономной области)

Фабрика перерабатывает магнетитовую руду Абаканского месторождения контактово-метасоматического типа. Основной рудный минерал магнетит.

Размер рудных агрегатов достигает 1,5 *мм*, размер вкрапленных зерен магнетита в пределах 0,03—0,3 *мм*. Основные нерудные минералы — карбонаты и хлорит. Руды отличаются тесным срастанием рудных и нерудных минералов.

Коэффициент крепости руды 10—14. Плотность в целике 3,3—4,6 *т/м*³. Влажность руды 1—4%.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 144.

Руда доставляется на фабрику железнодорожным транспортом.

По технологической схеме обогащения (рис. 157) дробление руды производится в три стадии: в I стадии — на щековых дробилках, во II стадии — на конусных дробилках до крупности 70—0 *мм*, в III стадии — на короткоконусных дробилках в замкнутом цикле с грохотами до крупности 16—0 *мм*.

Во II стадии дробления из руды крупностью 70—0 *мм* на электромагнитных сепараторах при напряженности поля 1400—1600 *э* сухой магнитной сепарацией выделяются отвальные хвосты. В III стадии из конечного продукта дробления (16—0 *мм*) на электромагнитных сепараторах при напряженности поля 800 *э* сухой магнитной сепарацией выделяются отвальные хвосты и готовый промпродукт, который

Таблица 143

Удельная производительность основного оборудования Абагурской обогатительной фабрики

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Главные корпуса № 1 и 2		
Мельница шаровая с решеткой МШР-2700 × 3600	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	1,25
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
ПБМ-90/250 (основная сепарация)	*т/м·ч*	25,4
ПБМ-П-90/250 (перечистка хвостов)	*т/м·ч*	16
Вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью Ву-2,5-2,6	*т/м²·ч*	0,89
Главный корпус № 3		
Дробилка конусная мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	93,2
Мельница шаровая с решеткой МШР-2700 × 3600:		
I стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,89
II стадия измельчения	*т/м³·ч* по классу —0,074 *мм*	0,71
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
ПБМ-П-90/250 (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	37,2
ПБМ-ПП-63/150 (II стадия сепарации)	*т/м·ч*	5,3
Вакуум-фильтр дисковый Ду-51-2,5 . .	*т/м²·ч*	0,65

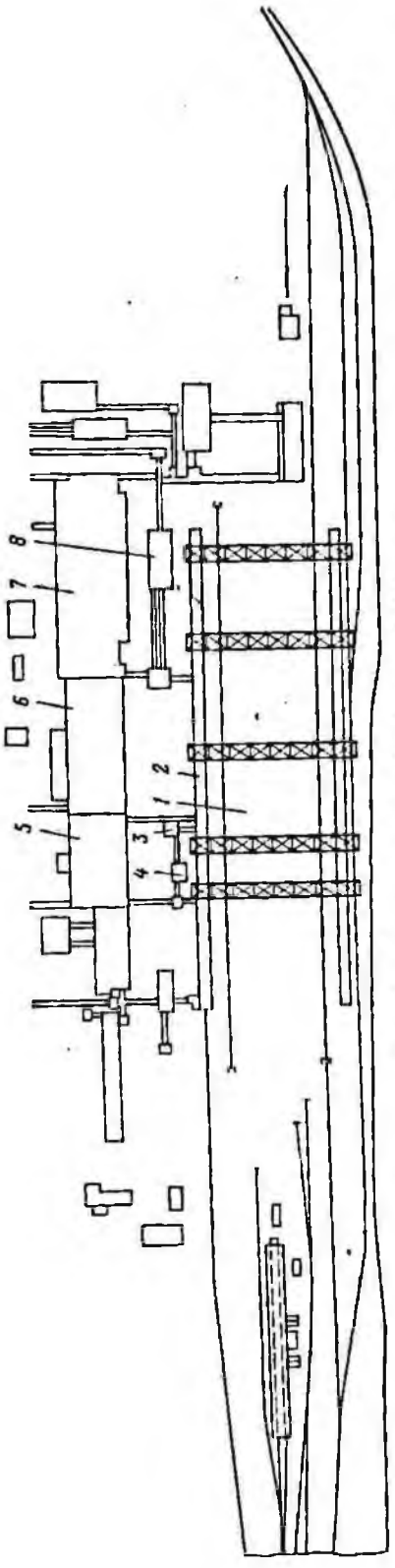


Рис. 155. Схема сооружений Абагурской фабрики:
1 — рудный двор; *2* — приемные бункера; *3* — корпус среднего дробления; *4* — то же, мелкого дробления; *5* — главный корпус № 1; *6* — то же, № 2; *7* — то же, № 3; *8* — корпус мелкого дробления второй очереди

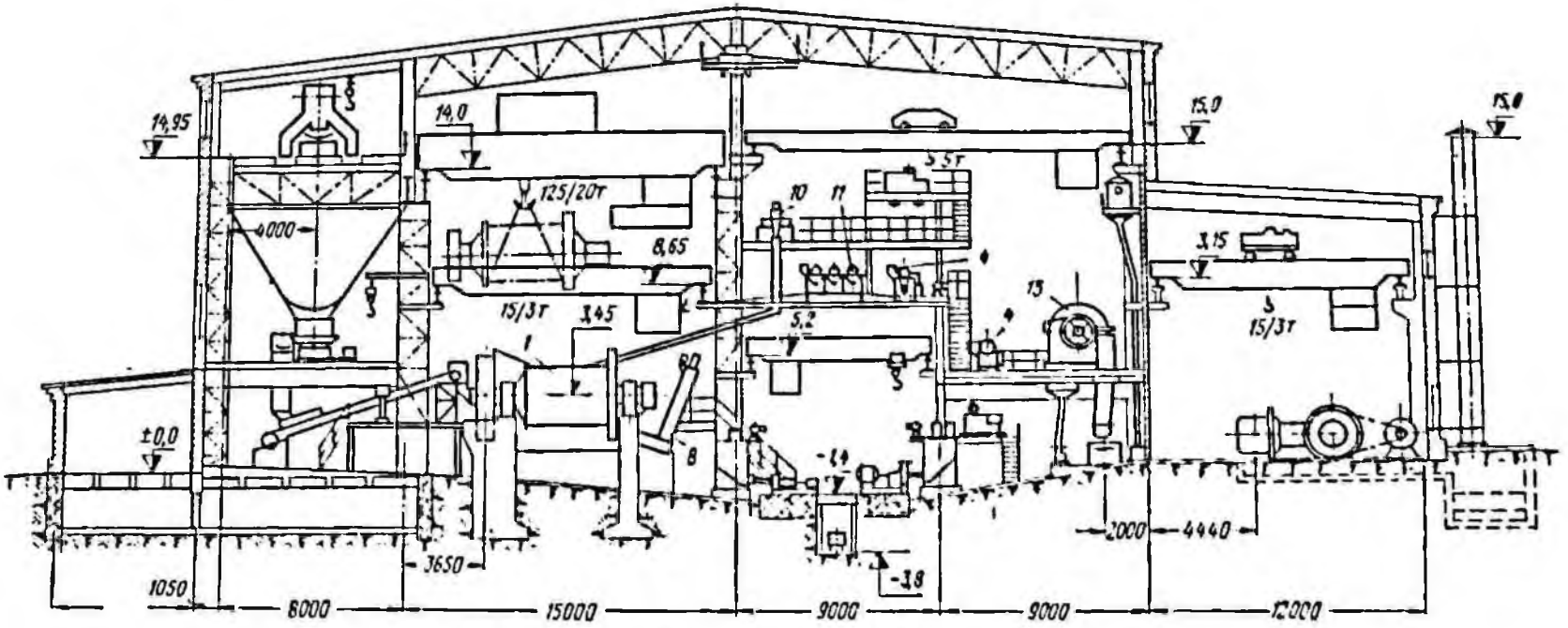


Рис. 156. Главный корпус № 3 Абагурской фабрики:
4, 8 10, 11 и 13 — см. рис. 154, *б*

Таблица 144

Химический состав руды и концентрата Абаканской дробильно-обогатительной фабрики

Продукт	Содержание, %									
	$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	S	п. п. п.
Руда	37,3	18,4	23,7	6,6	4,6	3,8	0,11	0,32	1,62	5,6
Концентрат .	47,5	23,38	16,15	3,95	3,55	2,74	0,08	0,280	2,50	2,78

отгружается на Абагурскую фабрику для глубокого обогащения.

Фабрика работает круглосуточно, непрерывно в три смены по 8 ч. Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 158.

Технологические показатели работы Абаканской обогатительной фабрики

Переработано руды, тыс. *т* . .	3196
Получено концентрата, тыс. *т*	2115
Выход концентрата, %	66,1
Содержание железа, %:	
в руде	36,02
в концентрате	47,5
в хвостах	13,6
Извлечение железа в концентрат, %	87,2
Влажность руды, %	1—4

Производительность основного оборудования приведена в табл. 145. Разрез корпуса крупного и среднего дробления фабрики показан на рис. 159.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Абаканской обогатительной фабрике на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	1,7	2,6
Вода, в том числе оборотная, $м^3$	0,16	1,7
Футеровка, *кг* . . .	64 500 за год	

Рис. 157. Технологическая схема обогащения Абаканской фабрики

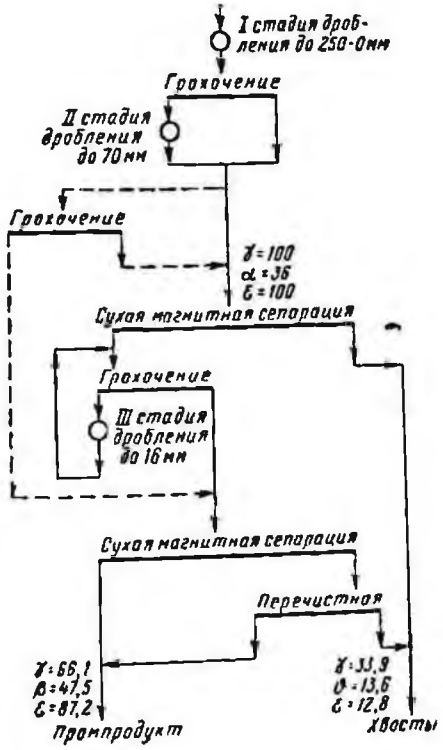
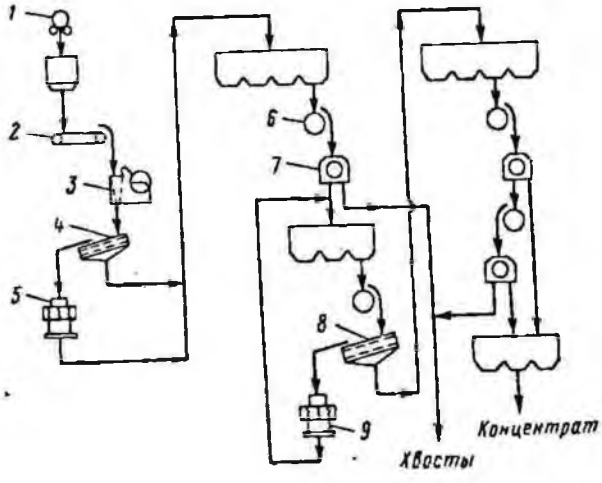


Рис. 158. Схема цепи аппаратов Абаканской фабрики:

1 — вагоноопрокидыватель (2); *2* — пластинчатый питатель 1-18-120 (2); *3* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм* (2); *4* — колосниковый грохот (2); *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1650 (2); *6* — барабанный питатель 540 × × 1100 *мм*) (26); *7* — электромагнитный сепаратор для сухой сепарации ЭБС-90/100 (26); *8* — универсальный грохот (6); *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2100 (4)



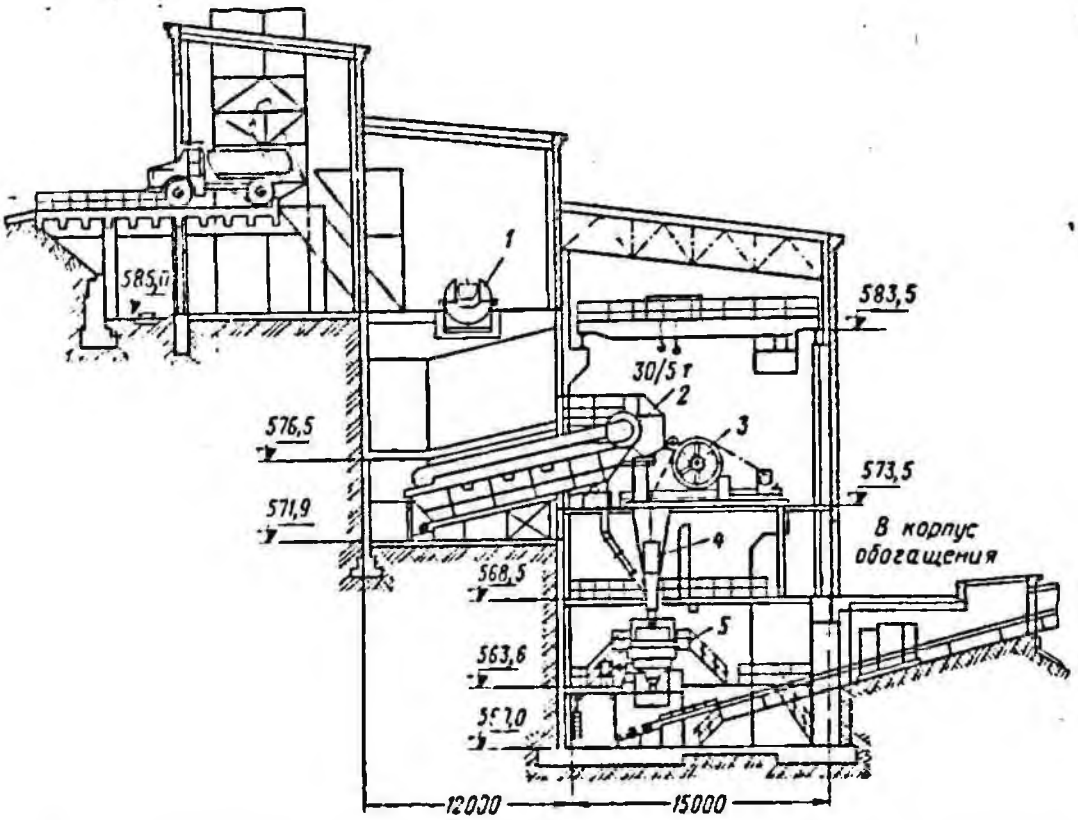


Рис. 159. Корпус крупного и среднего дробления Абаканской фабрики:
1—5 — см. рис. 158

Таблица 145

Производительность основного оборудования Абаканской обогатительной фабрики

Дробилка	Производительность, *т/ч*
Щековая 1500 × 2100 мм (ширина разгрузочного отверстия 150 *мм*)	320
Конусная среднего дробления КСД-1650 (ширина разгрузочного отверстия 25 *мм*) . . .	250
То же, мелкого дробления КМД-2100 (ширина разгрузочного отверстия 6—7 *мм*) . .	120

Фабрика Ковдорского горнообогатительного комбината (Ковдорского ГОКа) (г. Ковдор Мурманской области)

Фабрика перерабатывает руды железорудного месторождения, приуроченного к Ковдорскому массиву ультраосновных и щелочных пород.

Оруденение неравномерное, содержание железа в руде от 20 до 60%, среднее 29,5%.

Руды относятся к типу магнезиально-магнетитовых. Содержание фосфора в них до 4%.

В зависимости от минерального состава и количественного соотношения минералов руды подразделяются на апатито-форстерито-магнетитовые (до 70%), кальцито-магнетитовые (8—12%), штаффелито-магнетитовые (5—7%), апатито-форстеритовые породы рудного комплекса ПРК (10%) и карбонатные (1%).

Основными рудными минералами являются магнетит и магнезиоферрит. Вкрапленность — от мелкой до крупной. Нерудные минералы — форстерит, апатит, кальцит, флогопит, слюда, штаффелит.

Химический состав руды, поступающей на фабрику, и концентрата приведен в табл. 146.

Коэффициент крепости руды 8—10 плотность 3,4—3,5 *т/м*^{3}, влажность 1,5%

Таблица 146

Химический состав руды и концентрата фабрики Ковдорского ГОКа

Продукт	Содержание, %												
	Fe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	S	TiO_2	ZnO	п. п. п.
Руда	29,6	12,7	28,0	9,79	3,28	17,35	11,54	0,30	6,0	0,17	0,65	0,03	10,14
Концентрат	63,2	23,2	63,2	0,99	1,88	0,48	4,82	0,64	0,15	0,24	1,15	0,01	0,65

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность куска руды 1200 *мм*.

Первая очередь фабрики введена в эксплуатацию в 1962 г., вторая — в 1963 г.

Руда на фабрику доставляется автотранспортом.

Режим работы фабрики: корпусов дробления 290 дней в году в три смены по 8 *ч*, главного корпуса — 330 дней в году в три смены по 8 *ч*.

Технологическая схема фабрики (рис.160) включает четырехстадиальное дробление в открытом цикле до крупности 25—0 *мм*, сухую магнитную сепарацию с выделением отвальных хвостов, одностадиальное измельчение до крупности 45—50% класса —0,074 *мм* в замкнутом цикле с классификатором, мокрую магнитную сепарацию в одну стадию в три приема, фильтрование, обезвоживание и сушку.

Технологические показатели работы фабрики Ковдорского ГОКа

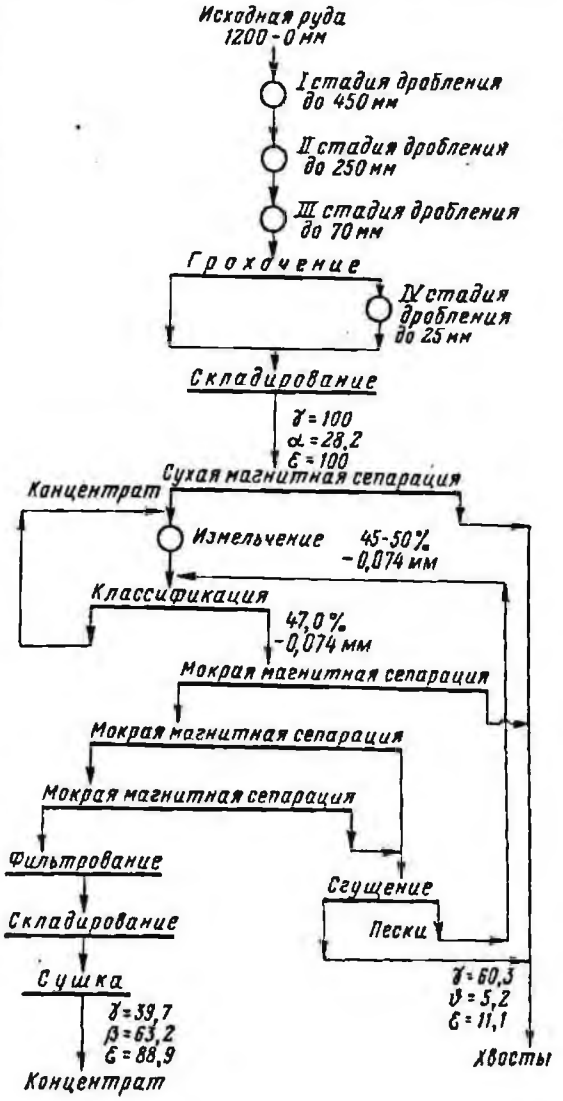
Переработано руды, тыс. *т*	7735
Получено концентрата, тыс. *т*	3120
Выход концентрата, %	39,7
Содержание железа, %:	
в руде	28,2
в концентрате	63,2
в хвостах общего	4
Извлечение железа в концентрат, %	88,9
Влажность, %:	
руды	1,5
концентрата	4,2

Конечный концентрат отправляется потребителю железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Ковдорского ГОКа на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	12,4	33,4
Вода, в том числе оборотная, $м^3$	8,1	—
Шары, *кг*	—	2,02
Футеровка, *кг*	0,05	0,124
Фильтроткань, $м^2$	—	0,002

Рис. 160. Технологическая схема обогащения фабрики Ковдорского ГОКа



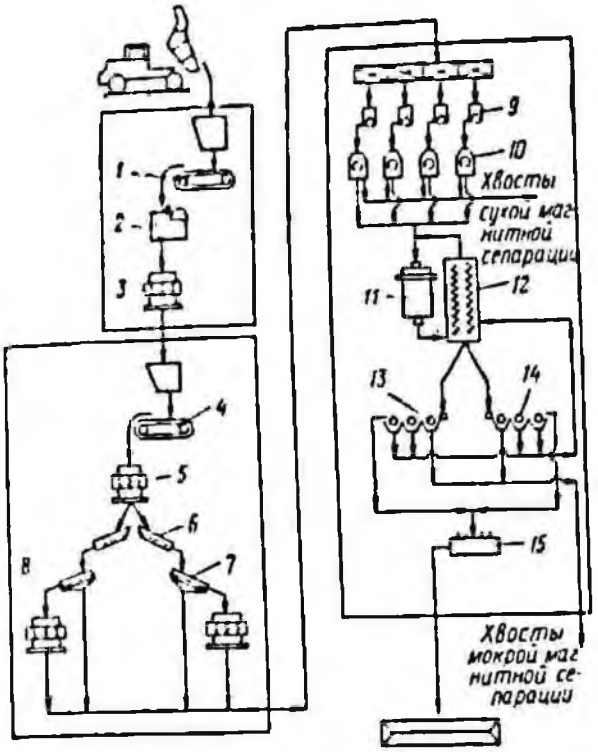


Рис. 161. Схема цепи аппаратов фабрики Ковдорского ГОКа:

1 — пластинчатый питатель 2-24-120 (2); *2* — щековая дробилка 1500 × 2100 *мм* (2); *3* — конусная дробилка крупного дробления с гидравлическим регулированием щели ККД-ГРЩ-900 (2); *4* — пластинчатый питатель 2-24-45 (2); *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200 (2); *6* — электровибрационный питатель с лотком ПЭП2-8 ×115 (4); *7* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (4); *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (4); *9* — маятниковый питатель ПТ-188 (48); *10* — магнитный сепаратор для сухой сепарации ЭБС-90/100 (26); *11* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 4000 (6); *12* — двухспиральный классификатор с погруженной спиралью 2КСП-24 (6); *13* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 600 *мм*, длина 1500 *мм* (36); *14* — то же, с полупротивоточной ванной (72); *15* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-68-2,5 (6)

Схема цепи аппаратов показана на рис. 161.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 147.

Хвосты мокрой магнитной сепарации из главного корпуса поступают самотеком в пульпонасосную станцию первого подъема. Затем насосами подаются в пульпонасосную станцию второго подъема, а оттуда в пульпонапорный бак, из которого хвосты самотеком поступают в хвостохранилище. Количество оборотной воды, используемой в процессе, составляет 35—40% общего расхода.

Таблица 147

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Ковдорского ГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка:		
щековая 1500 × 2100 *мм* (ширина разгрузочного отверстия 280 *мм*)	*т/ч*	936,4
конусная крупного дробления ККД-ГРЩ-900 (ширина разгрузочной щели 160 *мм*) . .	*т/ч*	936,4
то же, среднего дробления КСД-220 (ширина разгрузочного отверстия 40 *мм*)	*т/ч*	947,3
то же, мелкого дробления КМД-2200 (ширина разгрузочного отверстия 8 *мм*)	*т/ч*	496,1
Мельница шаровая с решеткой МШР-3600 × × 4000	*т/ч*	112,2
Сепаратор магнитный:		
для сухой сепарации ЭБС-90/100	*т/м·ч*	37,5
для мокрой сепарации (барабан диаметром 600 *мм*, длиной 1500 *мм*) . . .	*т/м·ч*	10
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	1,4

Хвосты сухой магнитной сепарации конвейерным транспортом подаются в бункера сухих хвостов, откуда по канатной дороге направляются в специальный отвал.

В корпусе среднего и мелкого дробления электродвигатели дробилок мелкого дробления вынесены в изолированное от пыли помещение.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 162—165.

Фабрика Коршуновского горнообогатительного комбината (Коршуновского ГОКа) (г. Железногорск-Илимский Иркутской области)

Фабрика перерабатывает магнетитовые руды Коршуновского месторождения, представленные тремя основными разновидностями — брекчиевидными, вкрапленными

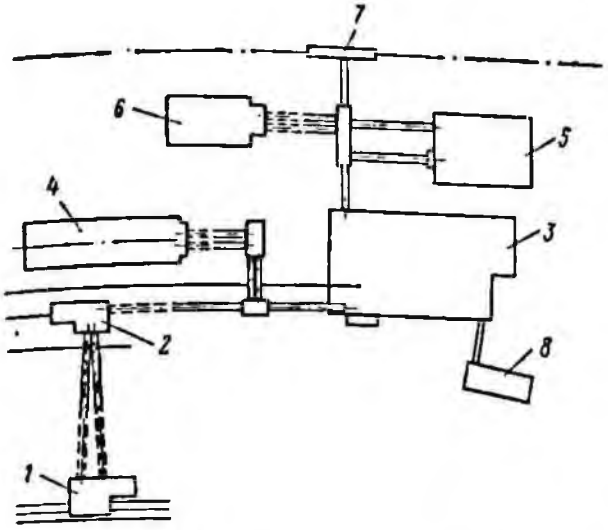
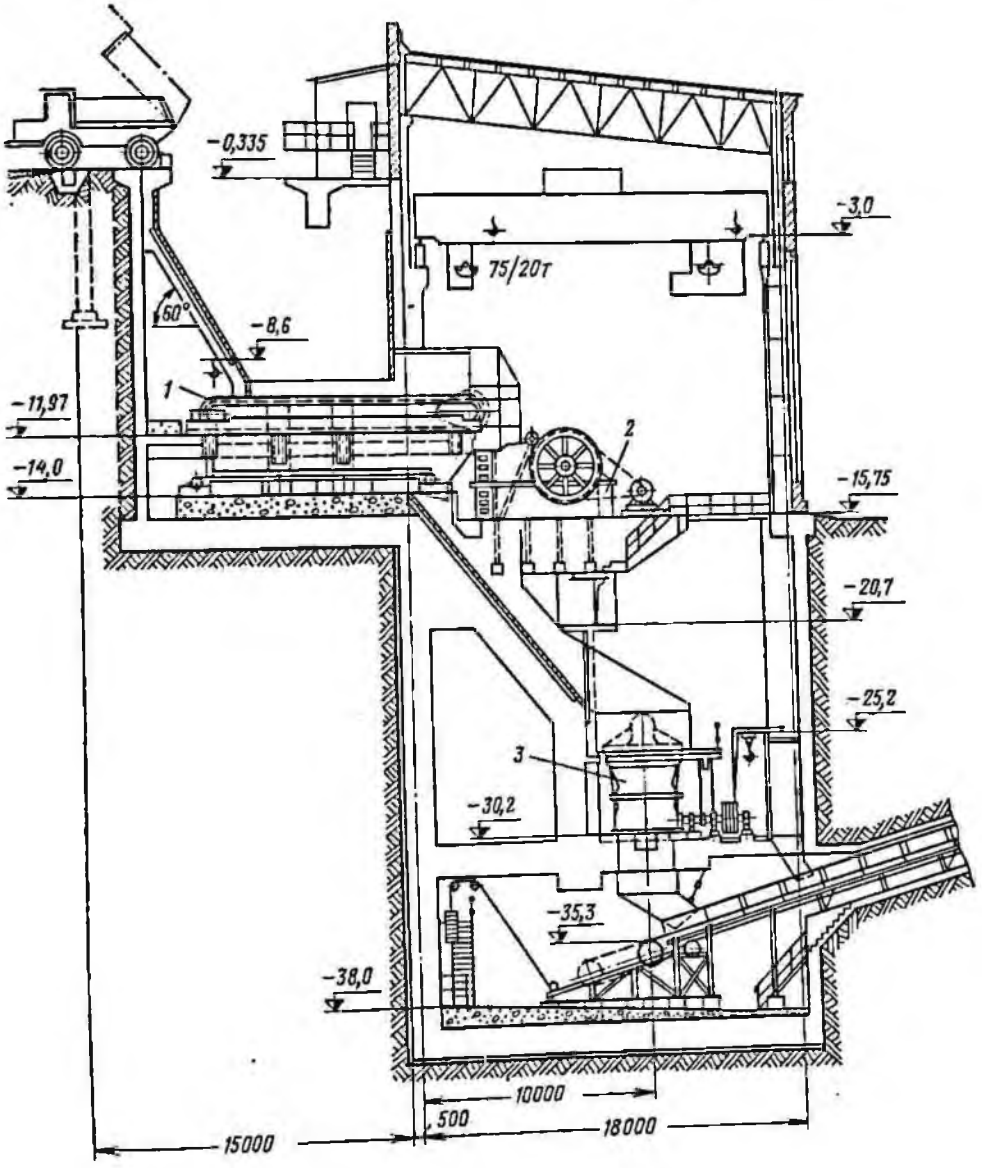


Рис. 162. Схема сооружений фабрики Ковдорского ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего и мелкого дробления; *3* — то же, главный; *4* — склад дробленой руды; *5* — корпус сушки; *6* — склад сухого концентрата; *7* — погрузочные бункеры концентрата; *8* — бункера для хвостов сухой магнитной сепарации

Рис. 163. Корпус крупного дробления фабрики Ковдорского ГОКа:

1—3 — см. рис. 161



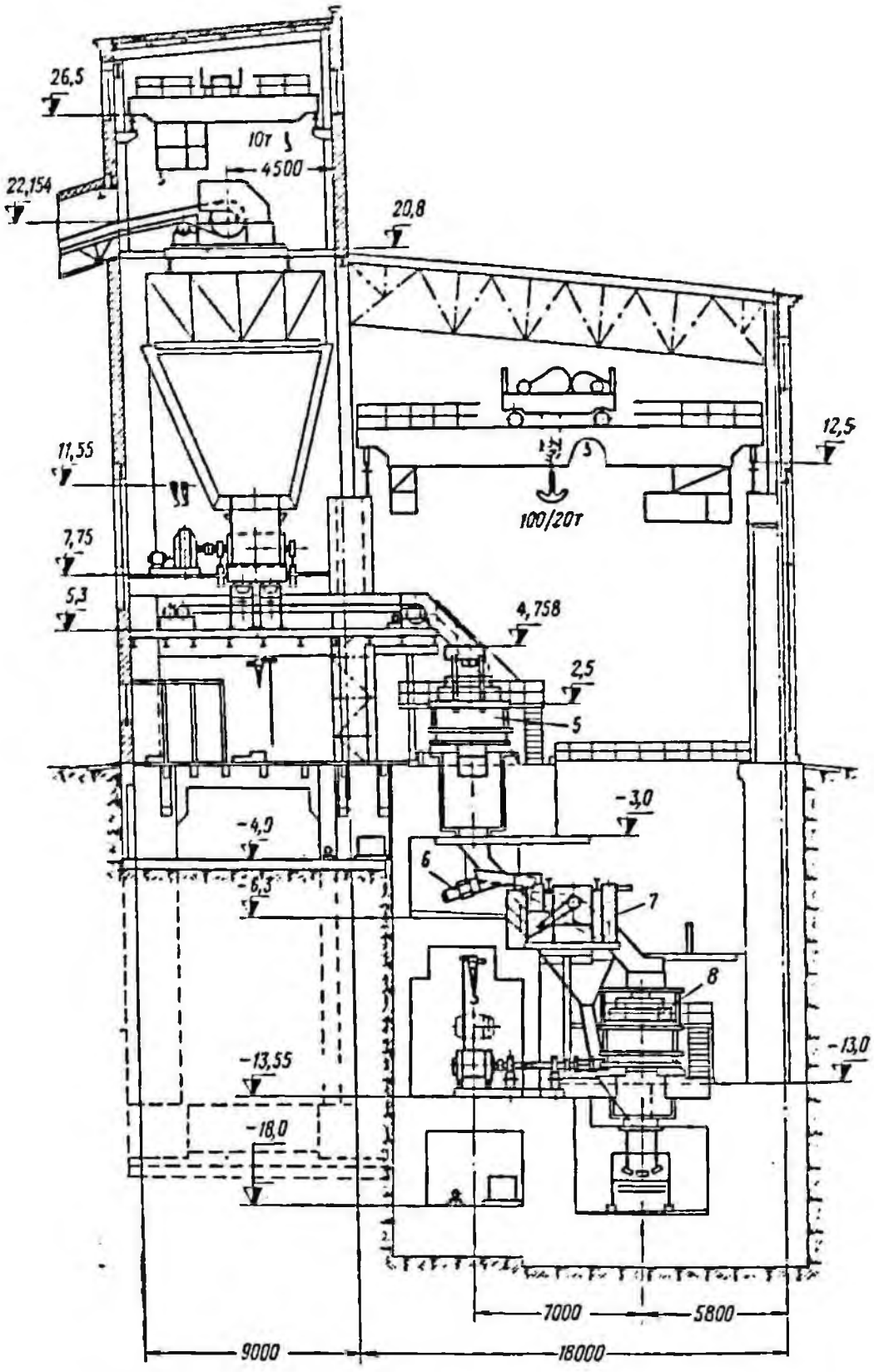


Рис. 164. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики Ковдорского ГОКа:
5—8 — см. рис. 161

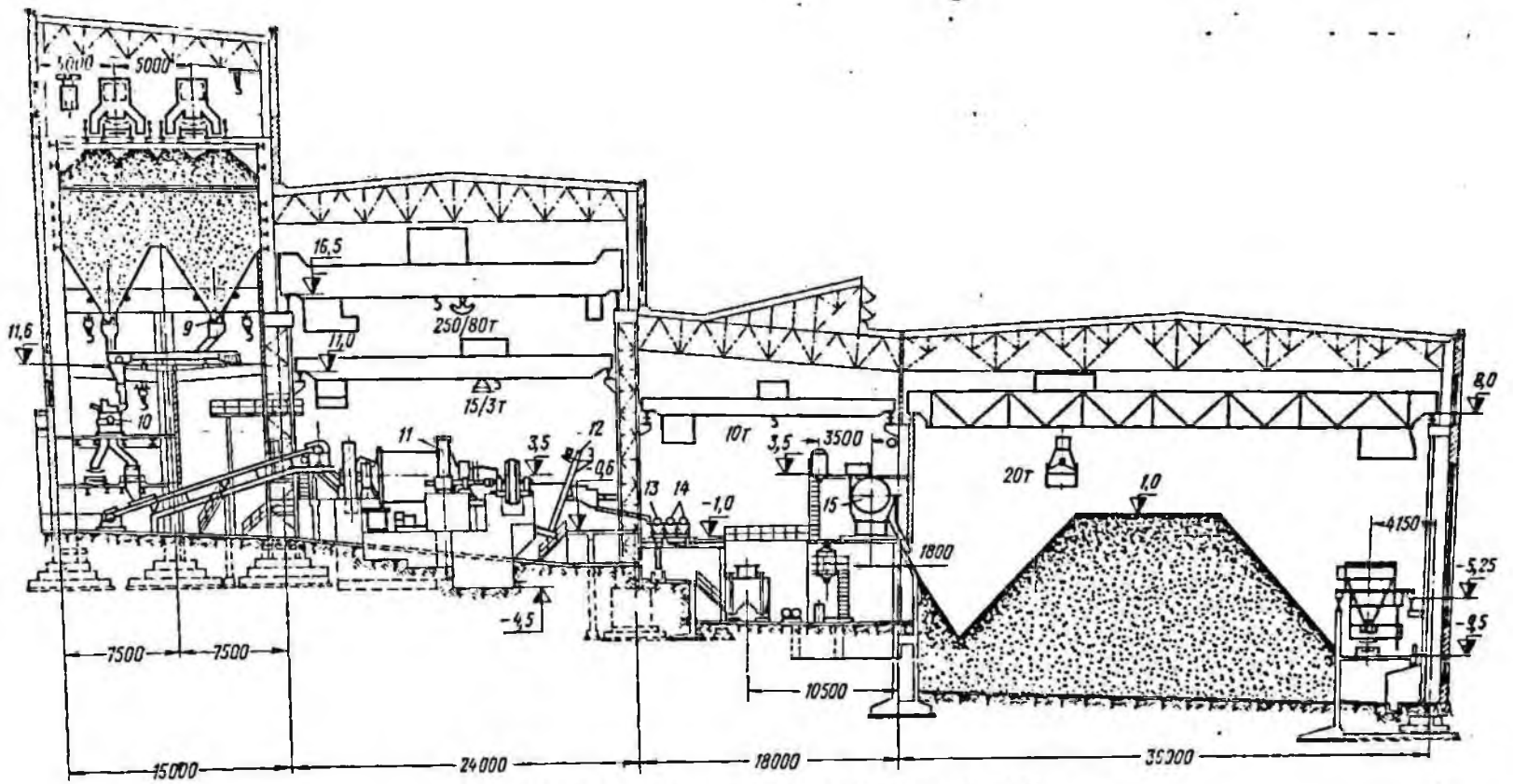


Рис. 165. Главный корпус фабрики Ковдорского ГОКа:
10—15 — см. рис. 161

Таблица 148

Химический состав руды и концентрата фабрики Коршуновского ГОКа

Продукт	Содержание, %												
	$Fe_{общ}$	$Fe_{маг}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P	S	TiO_2	п. п. п.
Руда	28,7	0,207	10,42	29,35	25,42	5,20	11,56	10,12	0,069	0,232	0,012	0,42	6,77
Концентрат . . .	62,4	0,224	22,51	63,89	4,00	2,1	1,98	3,5	0,105	0,126	0,006	0,207	1,49

и массивными; первых двух типов руд до 90%.

Основной рудный минерал всех разновидностей руд — магнезиоферрит (магномагнетит), в незначительном количестве присутствует гематит. Нерудные минералы — пироксен, гранат, амфибол, хлорит, кальцит.

Вкрапленность рудных минералов тонкая и средняя.

Химический состав руды и концентрата приведен в табл. 148.

Коэффициент крепости вкрапленных руд 2—4, брекчиевидных 4—6, массивных 10—12. Плотность в целике 3,1 *т/м*³. Среднегодовая влажность 5—3%.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальная крупность добываемой руды 1200 *мм*.

Первая очередь обогатительной фабрики введена в эксплуатацию в 1965 г., а вторая — в 1967 г.

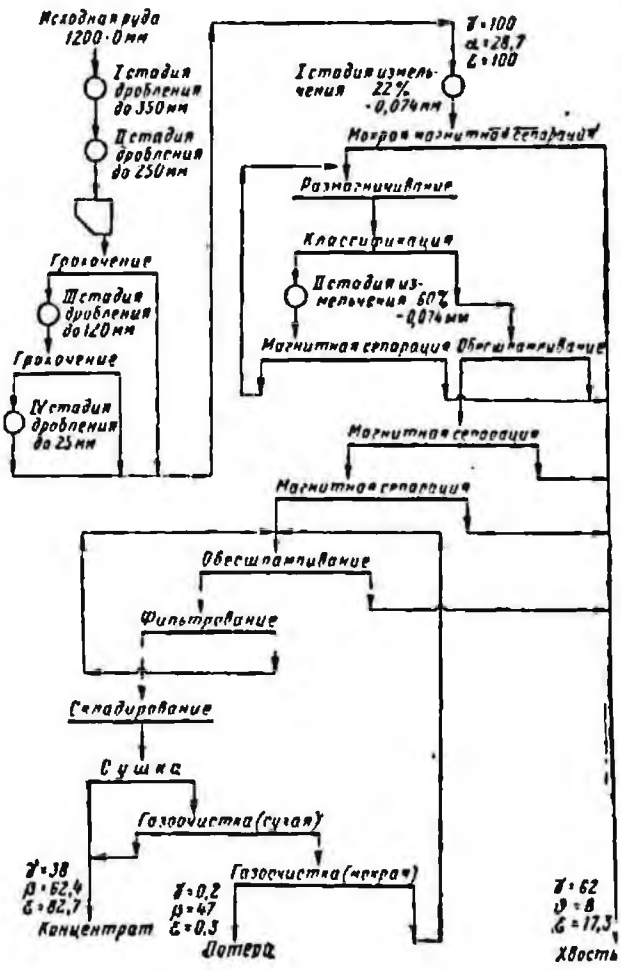
Руда на фабрику доставляется железнодорожными думпкарами грузоподъемностью 105 *т*.

Режим работы фабрики 330 дней в год (корпус дробления — три смены по 7 *ч*, корпус обогащения — три смены по 8 *ч*).

Технологическая схема (рис. 166) включает четыре стадии дробления до крупности 25—0 *мм* с предварительным грохочением перед III и IV стадиями, две стадии измельчения до крупности 60% класса —0,074 *мм*, три стадии мокрой магнитной сепарации.

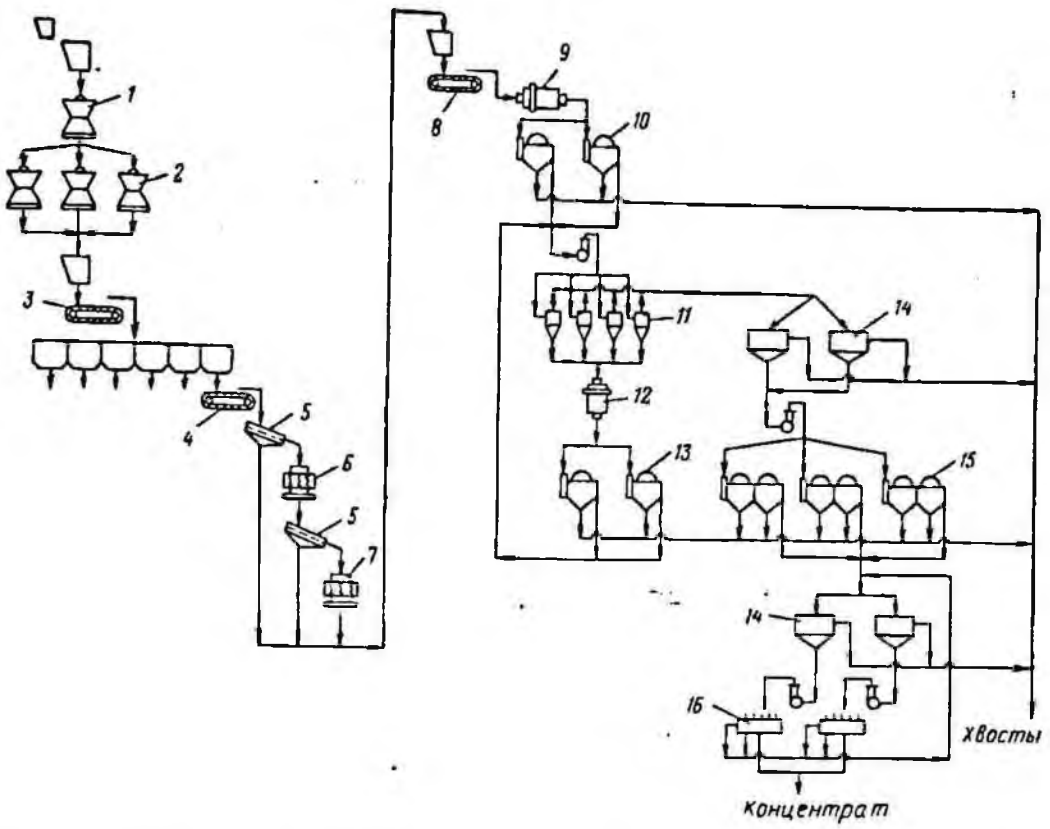
В зимнее время осуществляется сушка концентрата.

Рис. 166. Технологическая схема обогащения фабрики Коршуновского ГОКа



Технологические показатели работы фабрики Коршуновского ГОКа

Переработано руды, тыс. *т* . .	13 310,3
Получено концентрата, тыс. *т*	5075,87
Выход концентрата, %	38
Содержание железа, %:	
в руде	28,7
в концентрате	62,4
в хвостах общего	8
Извлечение железа в концентрат, %	82,7
Влажность, %:	
руды	5,3
концентрата	5,5



Конечный концентрат отправляется потребителю железнодорожным транспортом.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Коршуновского ГОКа

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	14,4	38
Вода, в том числе оборотная, *м*³	3,6	9,5
Шары, *кг*	0,36	0,94
Стержни, *кг*	0,38	1
Фильтроткань, *м*² . .	0,0028	0,0073

Схема цепи аппаратов показана на рис. 167, производительность основного оборудования приведена в табл. 149.

Удачная компоновка оборудования в корпусе крупного дробления позволила установить его в опускной колодец диаметром 29 *м*. На фабрике проведены специальные мероприятия по устранению зависания руды в силосных бункерах (ложные днища, пневмооборудование и т. д.).

Хвосты мокрой магнитной сепарации перекачиваются напорным гидротранспортом через пульпонасосные станции первого и второго подъема. Осветленная в хвостохранилище вода на 80% используется в качестве оборотной. Часть свежей воды подается на фабрику из водопонижающих скважин карьера.

Рис. 167. Схема цепи аппаратов фабрики Коршуновского ГОКа:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180 (1); *2* — то же, редукционная КРД-900/100 (3); *3* — пластинчатый питатель 2-24-90 (1); *4* — то же, 2-24-60 (6); *5* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ51 (12); *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200А (6); *7* — то же, мелкого дробления КМД-2200 (8); *8* — пластинчатый питатель 1-24-150 (8); *9* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × 4500 (8); *10* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-90/250 (16); *11* — гидроциклон ГЦ-50 (64); *12* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 5000 (8); *13* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-П-90/250 (16); *14* — магнитный дешламатор диаметром 5000 *мм* (32); *15* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-ПП-90/250 (48); *16* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-68-2,5 (23)

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 168—170.

Фабрика Качканарского горнообогатительного комбината (Качканарского ГОКа) (г. Качканар Свердловской области)

Фабрика перерабатывает титаномагнетитовые руды Гусевогорского месторождения, состоящего из восьми рудных

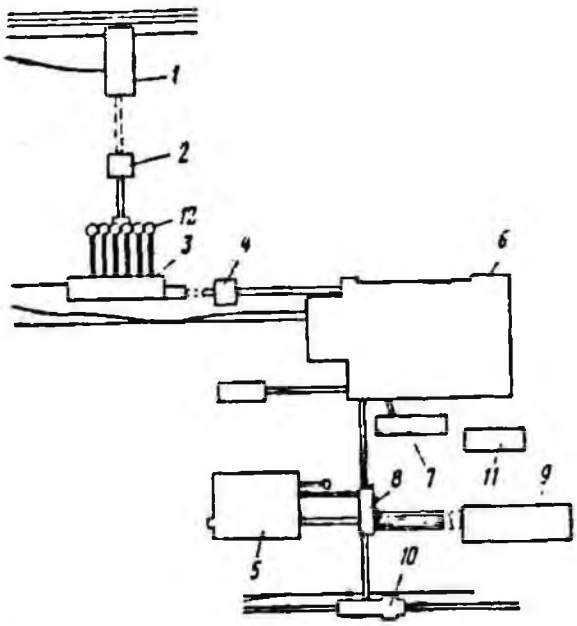


Рис. 168. Схема сооружений фабрики Коршуновского ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, приводных станций № 1; *3* — то же, среднего и мелкого дробления; *4* — то же, приводной станции № 2; *5* — то же, сушки; *6* — то же,(главный; *7* — вакуум-насосная; *8* — перегрузочный узел № 1; *9* — склад сухого концентрата; *10* — погрузочные бункера концентрата; *11* — пульпонасосная станция; *12* — бункера дробленой руды

Таблица 149

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Коршуновского ГОКа

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-1500/180 . .	*т/ч*	2390
редукционная КРД-900/100 . .	*т/ч*	1200
среднего дробления КСД-2200А . . .	*т/ч*	370
мелкого дробления КМД-2200 . . .	*т/ч*	254
Мельница:		
стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × × 4500 (I стадия измельчения) . .	*т/м³·ч* по питанию	7,2
шаровая с решеткой МШР-3600 × 5000 (II стадия измельчения)	*т/ч*	130
Сепаратор магнитный для мокрой сепарации:		
ПБМ-90/250 (I стадия сепарации)	*т/м·ч*	46
ПБМ-П-90/250 (II стадия сепарации) .	*т/м·ч*	68
ПБМ-ПП-90/250 (III стадия сепарации)	*т/м·ч*	12
Дешламатор магнитный диаметром 500 *мм* . .	*т/м²·ч*	4,57
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	*т/м²·ч*	0,65

залежей, из которых наиболее крупные Главная и Северная.

Титаномагнетитовое оруденение представлено вкрапленностью титаномагнетита, магнетита и ильменита в пироксенитах, реже — в верлитах и оливинитах.

Основной рудный минерал — магнетит, крупность вкрапленности которого в пустой породе составляет десятые и сотые доли миллиметра.

Из других рудных минералов встречаются гематит, пирит, халькопирит, платина, золото, титан, ванадий.

Нерудные минералы главным образом содержат пироксен, значительно меньше оливин и роговую обманку.

Химический состав руды, поступающей на обогатительную фабрику, и получаемого концентрата приведен в табл. 150.

Коэффициент крепости руды 10, плотность 3,4 *т/м³*, влажность 3%.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Руда на фабрику доставляется железнодорожными думпкарами грузоподъемностью 100 *т*.

Обогатительная фабрика вводилась в эксплуатацию по секциям, начиная с 1963 г.

Фабрика работает по непрерывному графику в три смены по 8 *ч*.

Технологическая схема дробильного комплекса включает четыре стадии дробления от 1200 *мм* до конечного продукта крупностью 25—0 *мм*. Перед III и IV стадиями дробления осуществляется грохочение руды по классам 60 и 20 *мм*.

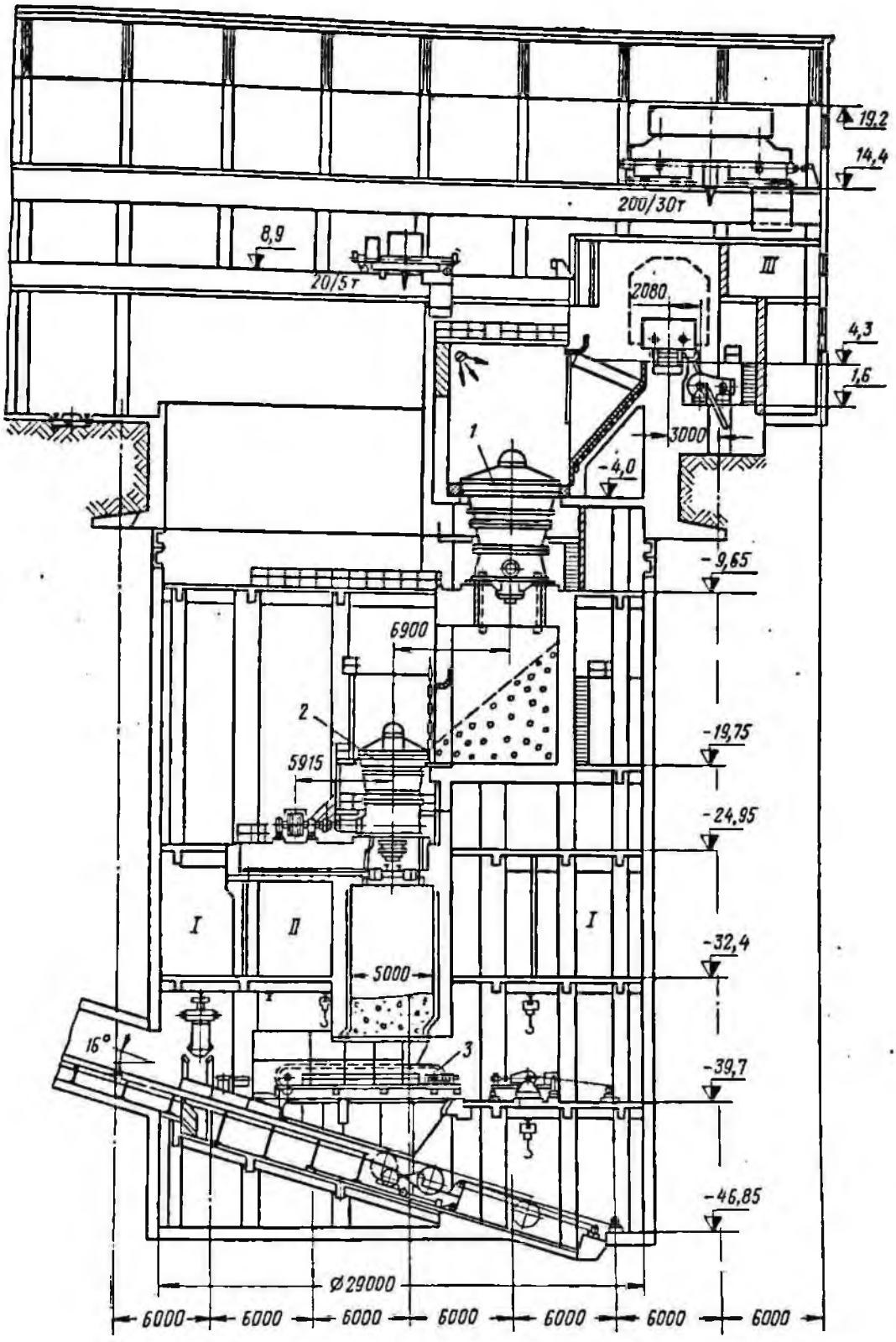


Рис. 169. Корпус крупного дробления фабрики Коршуновского ГОКа:
I — помещение сантехников; *II* — маслохозяйство дробилок; *III* — помещение электриков; *1* — *3* — см. рис. 167

Технологическая схема первой очереди обогатительной фабрики, состоящей из 15 секций (рис. 171, *а*), включает одну стадию сухой электромагнитной сепарации, две стадии измельчения до крупности 70% класса —0,074 *мм* и три стадии мокрой магнитной сепарации с перечисткой хвостов и концентрата.

Технологическая схема (рис. 171, *б*) второй очереди обогатительной фабрики (секции 16—25) аналогична технологической схеме первой очереди. Различие состоит в том, что с 20 по 25 секцию измельчение происходит в три стадии (95% класса —0,074 *мм*) и в четыре стадии мокрое магнитное обогащение.

Технологические показатели работы фабрики Качканарского ГОКа

Переработано руды, тыс. *т* . .	26 571
Получено концентрата, тыс. *т*	4601,5
Выход концентрата, %	16,02
Содержание железа, %:	
в руде	15,85
в концентрате	61,05
в хвостах	7,2
Содержание V_2O_5 в концентрате, %	0,572
Извлечение железа в концентрат, %	61,74
Влажность концентрата, % . .	9,8

Влажный конечный концентрат конвейерным транспортом направляется на фабрики агломерационную и окомкования, расположенные на той же площадке.

Удельный расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Качканарского ГОКа на 1 *т*

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	12,06	69,99
Вода, в том числе оборотная, *м³*	8,3	48,28
Шары, *кг*	0,637	4
Стержни, *кг*	0,32	2
Футеровка, *кг* . . .	0,052	0,302
Фильтроткань, *м²* . .	0,002	0,012

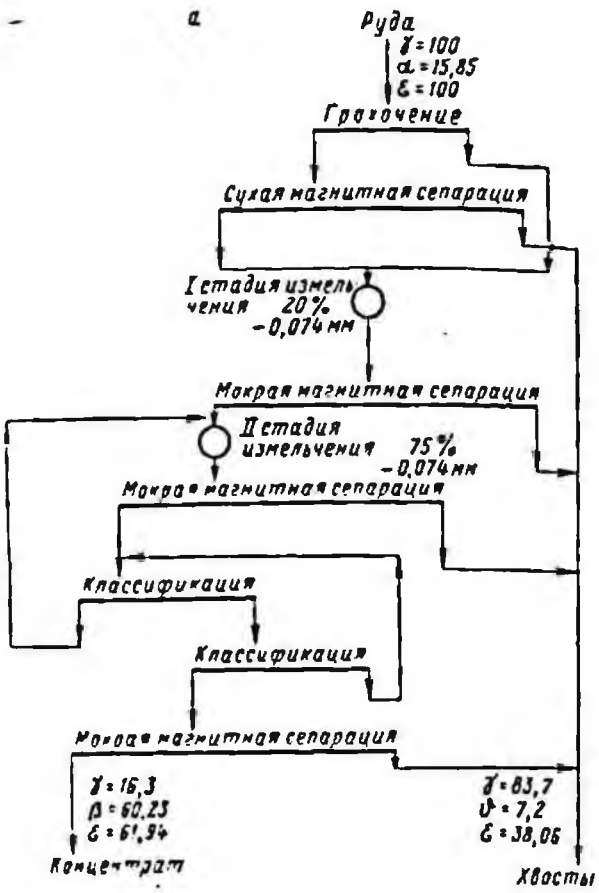


Рис. 171. Технологическая схема обогащения фабрики Качканарского ГОКа:
а — первая очередь; *б* — вторая очередь

Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики Качканарского ГОКа показана на рис. 172.

Применение реверсивного катучего конвейера в корпусе среднего и мелкого дробления позволило удачно решить узел подачи исходной руды.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 151.

Таблица 150

Химический состав руды и концентрата фабрики Качканарского ГОКа

Продукт	Содержание, %												
	Fe	$Fe_{мет}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P	S	TiO_2	V_2O_5	п. п. п.
Руда	16,05	8,78	13,20	39,61	5,84	16,45	12,25	0,16	—	0,06	1,19	0,14	2,06
Концентрат . . .	60,76	28,57	55,16	4,67	2,5	1,80	2,75	0,06	0,004	0,007	2,77	0,54	1,40

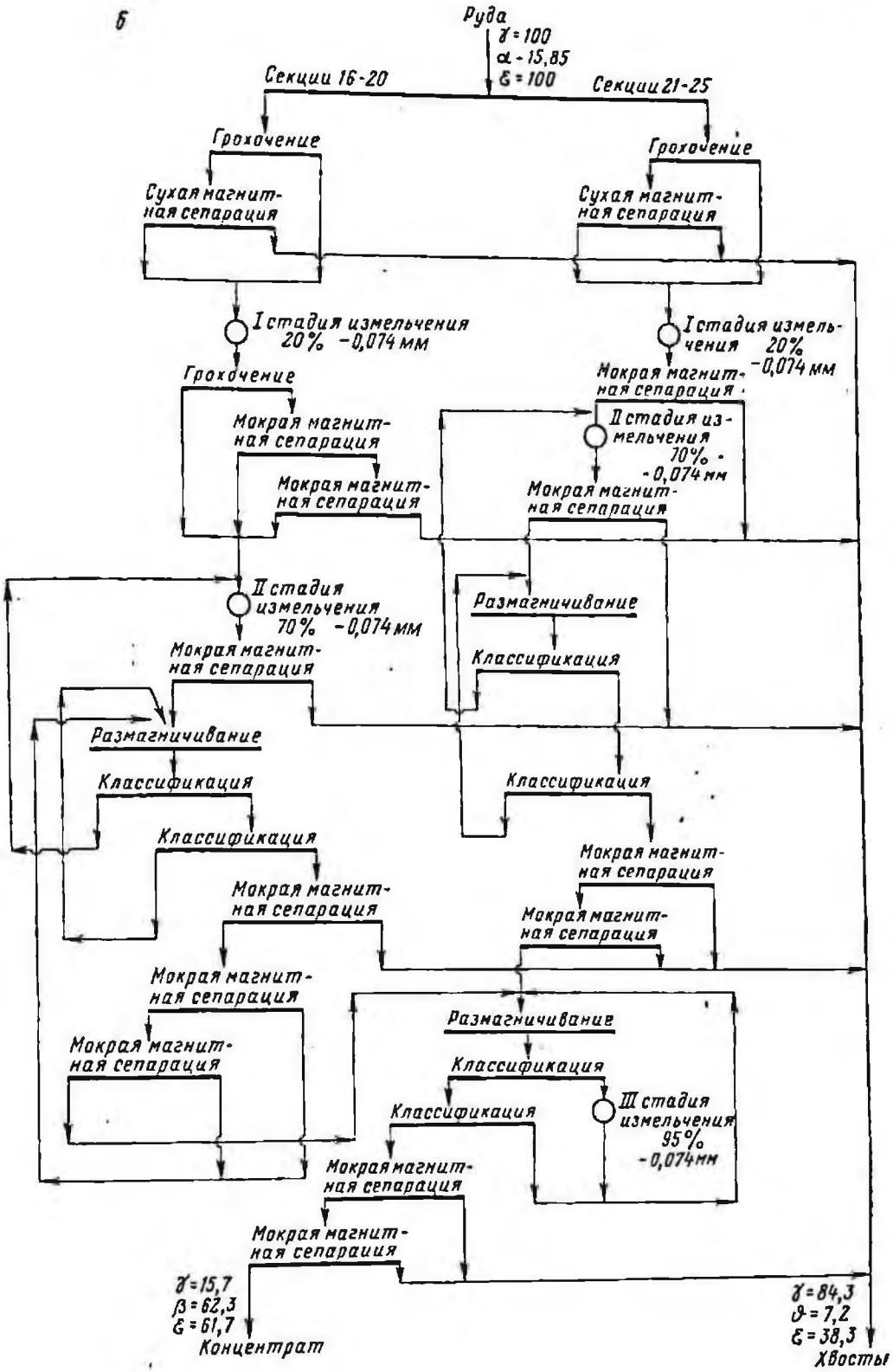

Руда
γ = 100
α - 15,85
ε = 100
Секции 16-20
Секции 21-25
Грохочение
Сухая магнитная сепарация
Грохочение
Сухая магнитная сепарация
I стадия измельчения 20% -0,074 мм
I стадия измельчения 20% -0,074 мм
Грохочение
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
II стадия измельчения 70% - -0,074 мм
Мокрая магнитная сепарация
II стадия измельчения 70% -0,074 мм
Размагничивание
Мокрая магнитная сепарация
Классификация
Размагничивание
Классификация
Классификация
Классификация
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
Размагничивание
Мокрая магнитная сепарация
Классификация
Классификация
III стадия измельчения 95% -0,074мм
Мокрая магнитная сепарация
Мокрая магнитная сепарация
γ = 15,7
β = 62,3
ε = 61,7
Концентрат
γ = 84,3
ϑ = 7,2
ε = 38,3
Хвосты

Таблица 151

Производительность основного оборудования обогатительной фабрики Качканарского ГОКа

Оборудование	Производительность, т/ч
Дробилка конусная:	
крупного дробления ККД-1500/300 (ширина разгрузочного отверстия 300 мм)	3471
с гидравлическим регулированием цели КРД-900/100 (ширина разгрузочного отверстия 140 мм)	870
среднего дробления КСД-2200А (ширина разгрузочного отверстия 30—35 мм)	544
мелкого дробления КМД-2200 (ширина разгрузочного отверстия 5—6 мм)	200
Мельница стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × 4500	203
Сепаратор:	
электромагнитный для сухой сепарации, трехбарабанный ЭБС-90/100	120
магнитный для мокрой сепарации с противоточной ванной (барабан диаметром 800 мм, длиной 2500 мм)	130
то же, ПБМ-90/250	150
Гидроциклон ГЦ-50	50 м³/ч
Вакуум-фильтр дисковый Ду-68-2,5	31

Хвосты после мокрой магнитной сепарации направляются по самотечным желобам и подземных тоннелях до пульпонасосной станции, из которой напорным гидротранспортом перекачиваются в хвостохранилище, удаленное от фабрики на расстояние 1,5—2 км.

Осветленная в хвостохранилище вода используется в качестве оборотной.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 173—176.

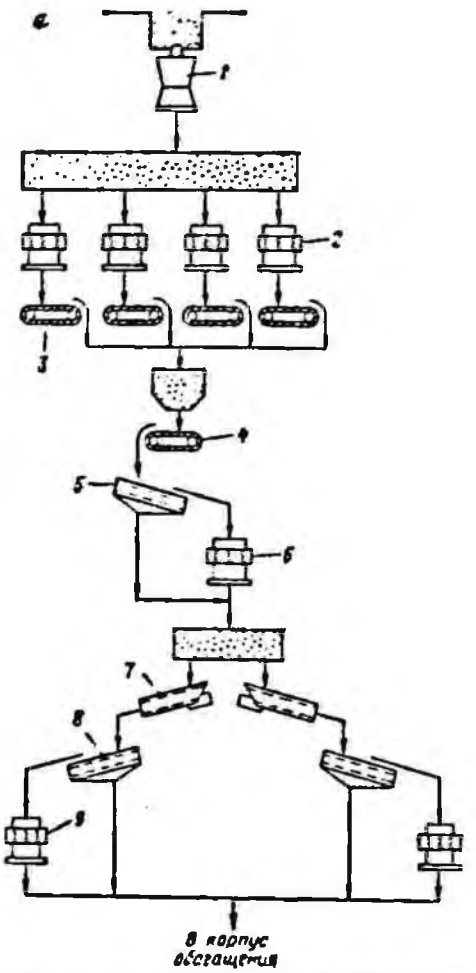
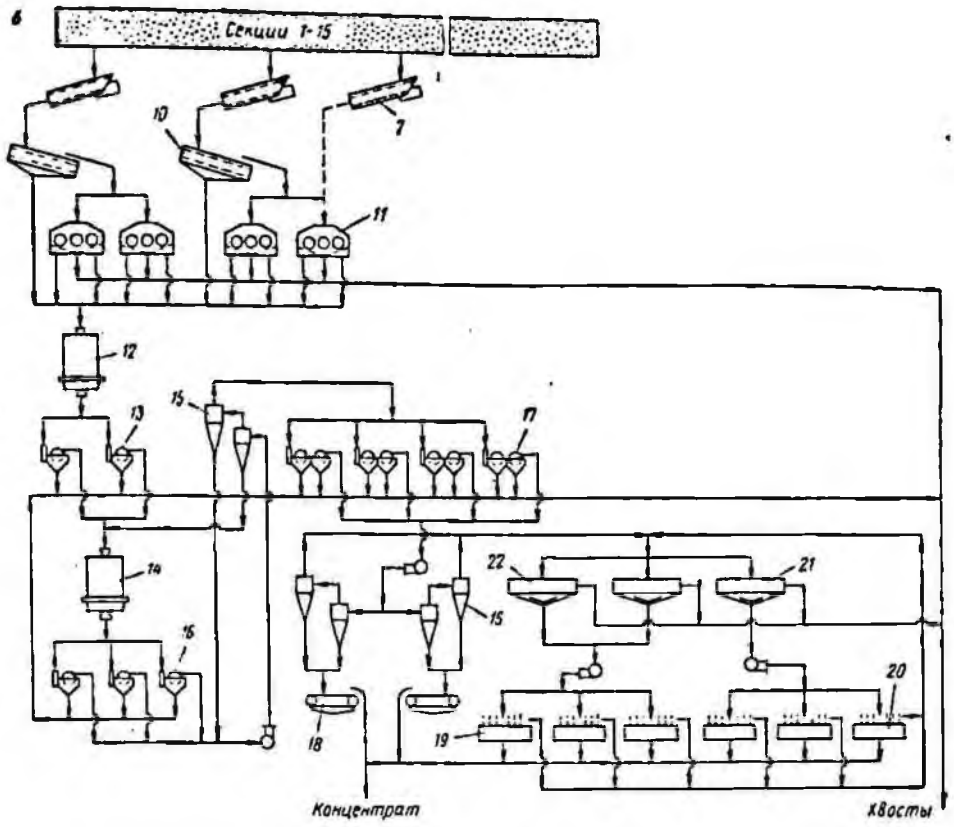
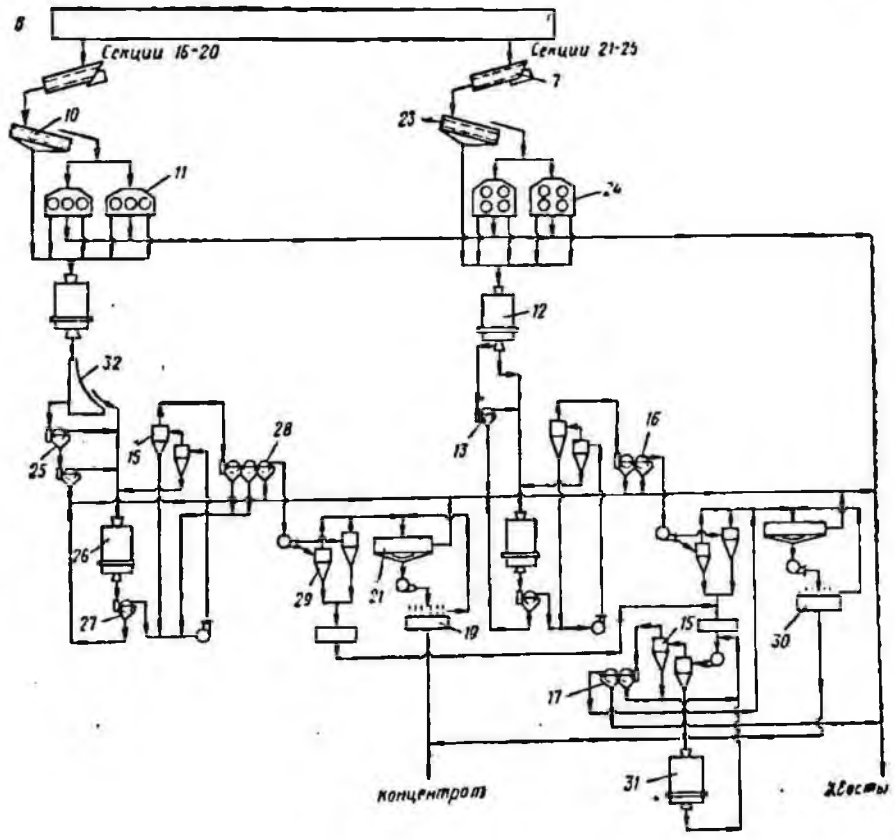


Рис. 172. Схема цепи аппаратов фабрики Качканарского ГОКа:

а — дробильный комплекс; *б* — первая очередь; *в* — вторая очередь; *1* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/300 (2); *2* — то же, редукционная КРД-900/100 (8); *3* — пластинчатый питатель 2-24-60 (8); *4* — то же, 2-18-90 (10); *5* — колосниковый грохот 1200 × 5000 мм (10); *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200А (10); *7* — электровибрационный питатель 1200 × 2200 мм (20 + 44 + 20); *8* — самоцентрирующий колосниковый грохот 1500 × × 3000 мм (20); *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200 (20); *10* — грохот двухситный подвесной ГУП-ПК (30 + 10); *11* — электромагнитный сепаратор для сухой сепарации ЭБС-90/100 (60 + 20); *12* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-3200 × × 4500 (15 + 10); *13* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-90/250 (30 + 10); *14* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × × 4500 (15); *15* — гидроциклон ГЦ-50 (180 + + 160); *16* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-П-90/250 (45 + 15); *17* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации ПБМ-ПП-90/250 (60 + 60); *18* — ленточный вакуум-фильтр ЛЗ,2-0,5/6,4 (30); *19* — дисковый вакуум-фильтр ДУ-102-2,5 (4 + 1); *20* — то же, ДУ-08-2,5/8 (2); *21* — сгуститель П-30 (1 + 3); *22* — то же, П-24 (2); *23* — грохот вибрационный двухдечный с поперечными колосниками 2ВПК-2 (10); *24* — электромагнитный сепаратор для сухой сепарации, диаметр барабана 600 мм, длина 2000 мм (20); *25* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с прямоточной ванной, диаметр барабана 800 мм, длина 2500 мм (20); *26* — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 5000 (10); *27* — магнитный сепаратор для мокрой сепарации с противоточной ванной, диаметр барабана 800 мм, длина 2500 мм (20); *28* — то же, с полупротивоточной ванной (45); *29* — гидроциклон ГЦ-35 (40); 30 — дисковый вакуум-фильтр ДУ-102-2,5 (9); *31* — шаровая мельница с решеткой МШР-3300 × 5000 (5); *32* — дуговой грохот


б
Секции 1-15
10
7
11
12
13
15
17
14
16
18
19
22
21
20
Концентрат
Хвосты


в
Секции 16-20
Секции 21-25
10
7
23
11
24
12
32
25
15
28
13
16
26
29
21
19
27
30
17
15
31
Концентрат
Хвосты

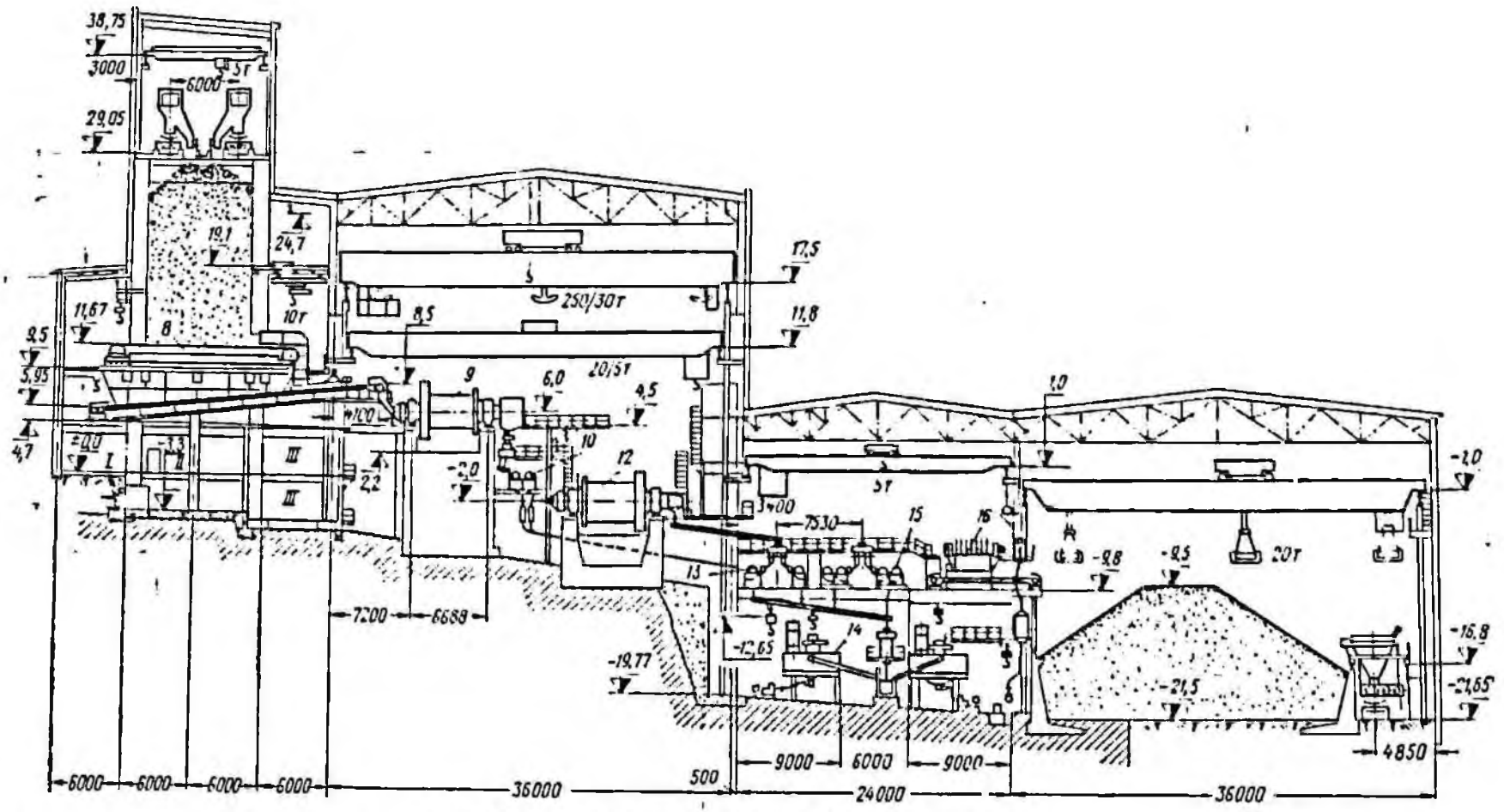


Рис. 170. Главный корпус фабрики Коршуновского ГОКа:

I — отдел технического контроля; *II* — распределительное устройство; *III* — помещение станции управления; *8—10*, *12—16* — см. рис. 167

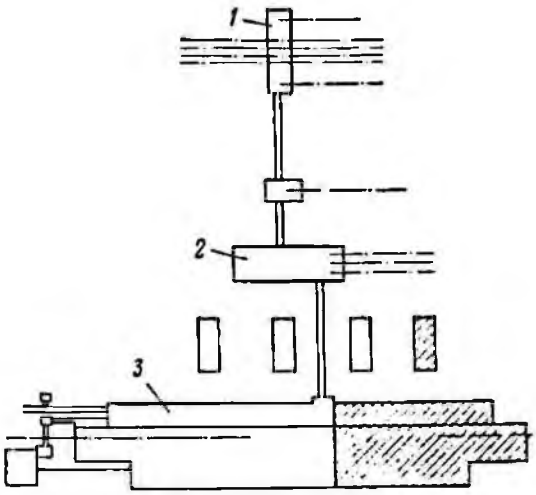


Рис. 173. Схема сооружений фабрики Качканарского ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего и мелкого дробления; *3* — то же, главный (заштрихована вторая очередь)

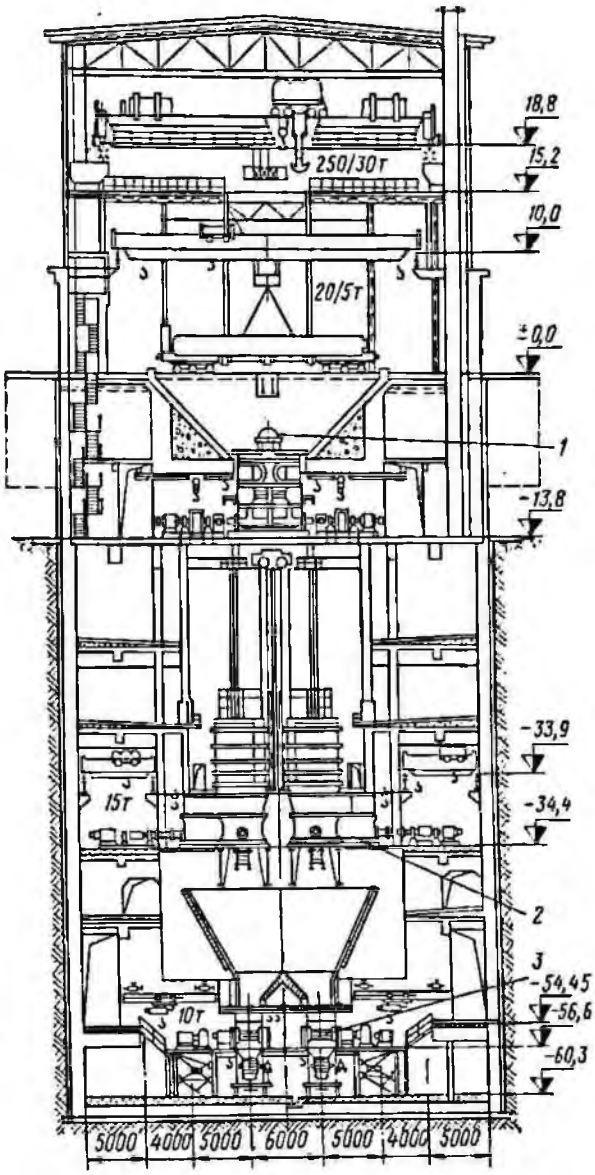


Рис. 174. Корпус крупного дробления фабрики Качканарского ГОКа:

1—3 — см. рис. 172, *а*

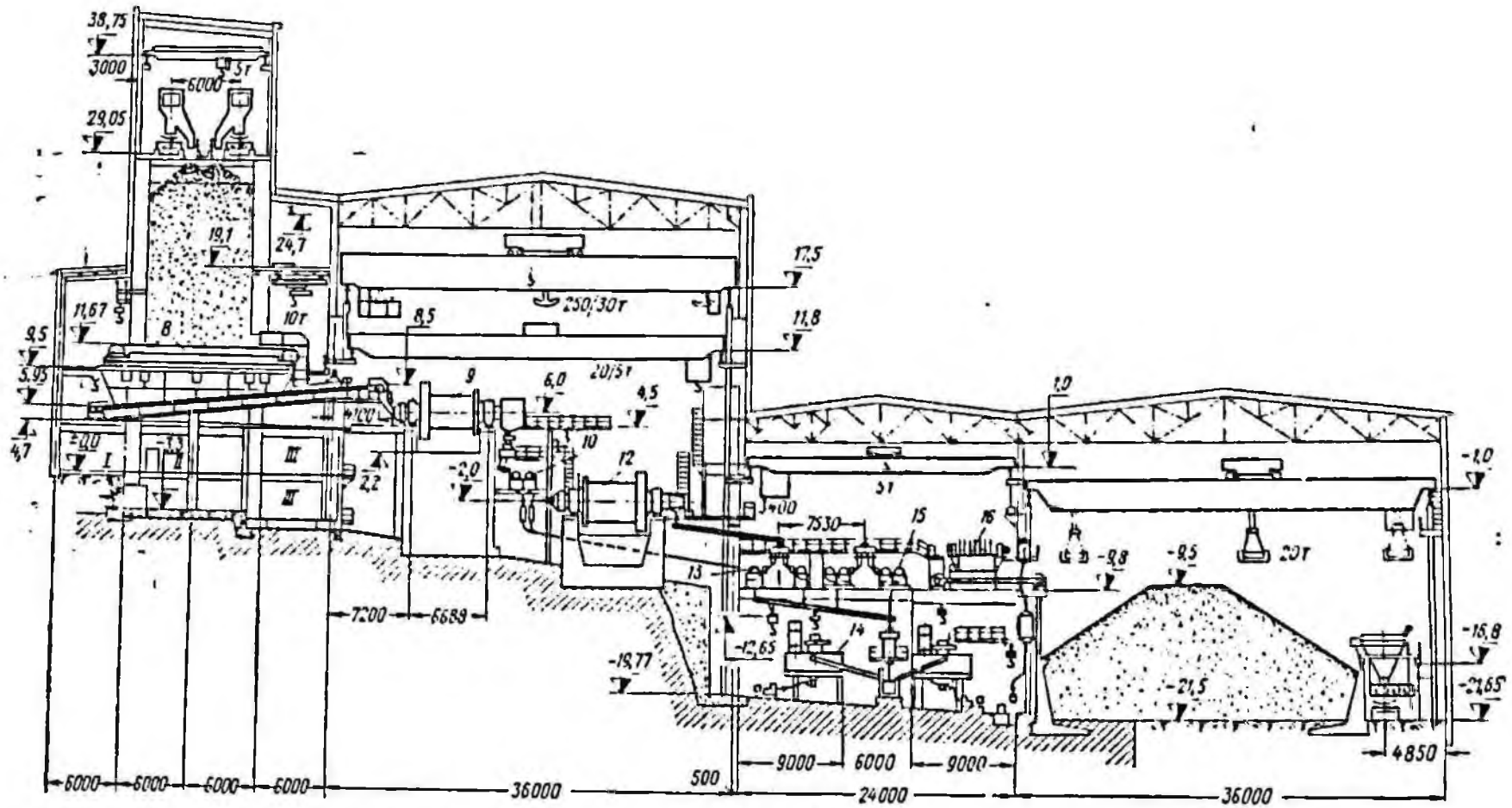


Рис. 170. Главный корпус фабрики Коршуновского ГОКа:
I — отдел технического контроля; *II* — распределительное устройство; *III* — помещение станции управления; *8—10, 13—16* — см. рис. 167

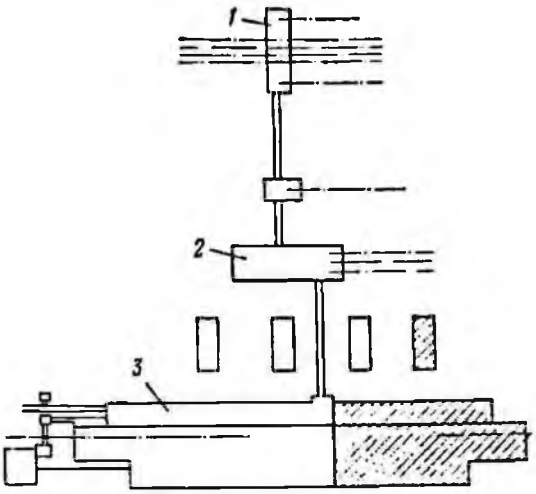


Рис. 173. Схема сооружений фабрики Качканарского ГОКа:

1 — корпус крупного дробления; 2 — то же, среднего и мелкого дробления; 3 — то же, главный (заштрихована вторая очередь)

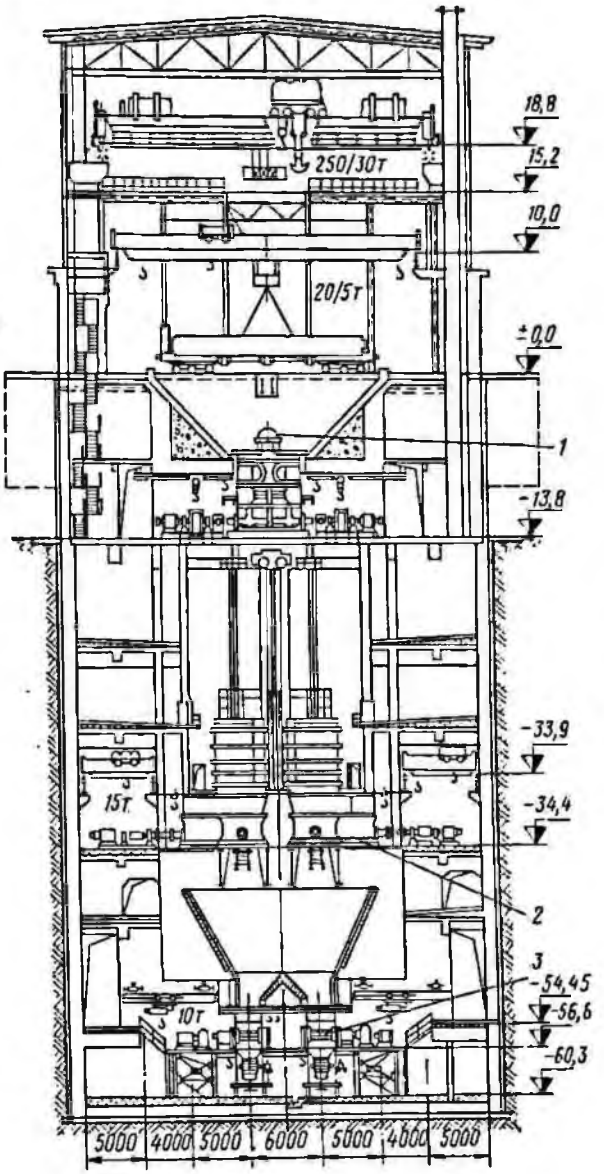


Рис. 174. Корпус крупного дробления фабрики Качканарского ГОКа:

1—3 — см. рис. 172, а

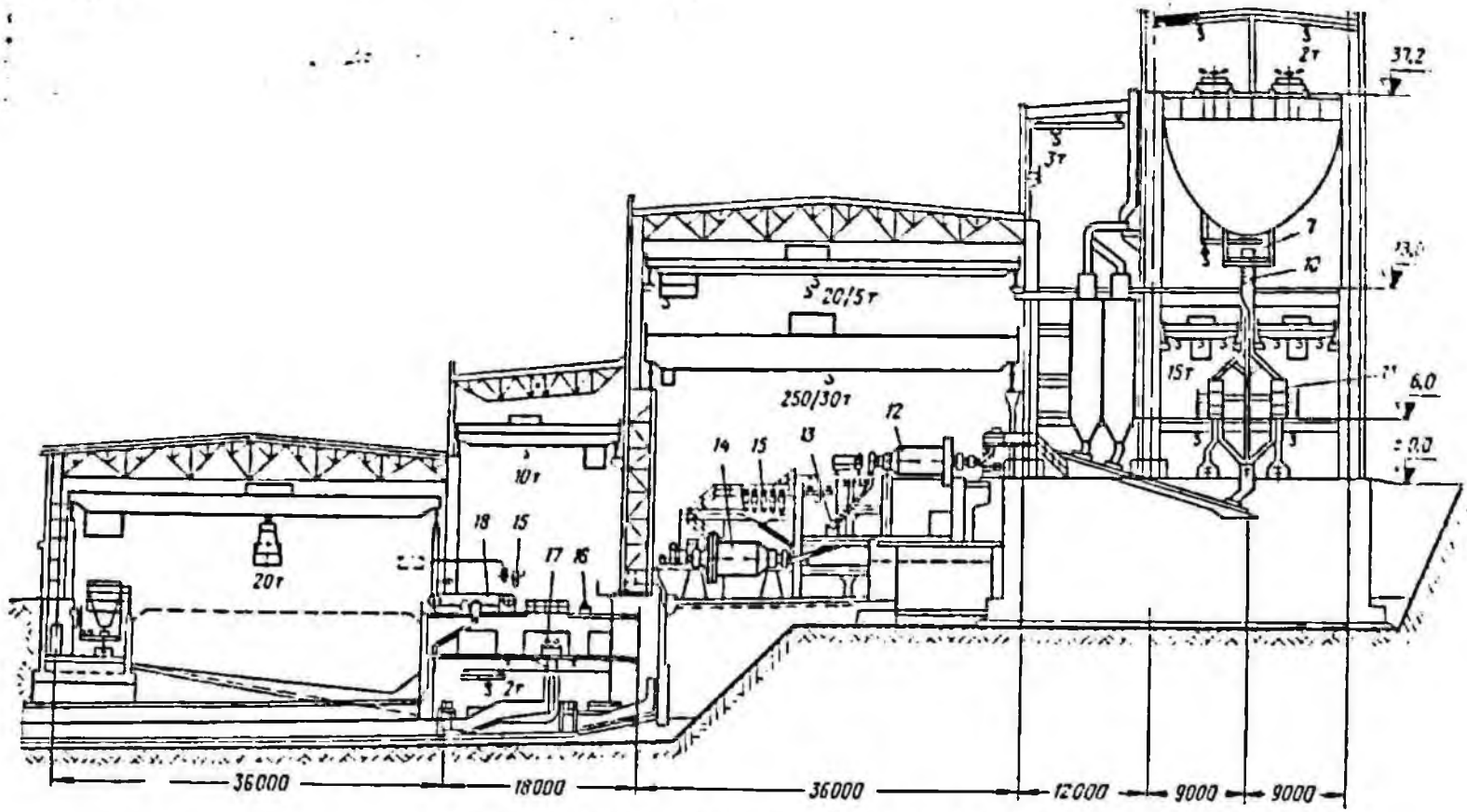


Рис. 176. Главный корпус фабрики Качканарского ГОКа:
7, 10—18 — см. рис. 172, *б*

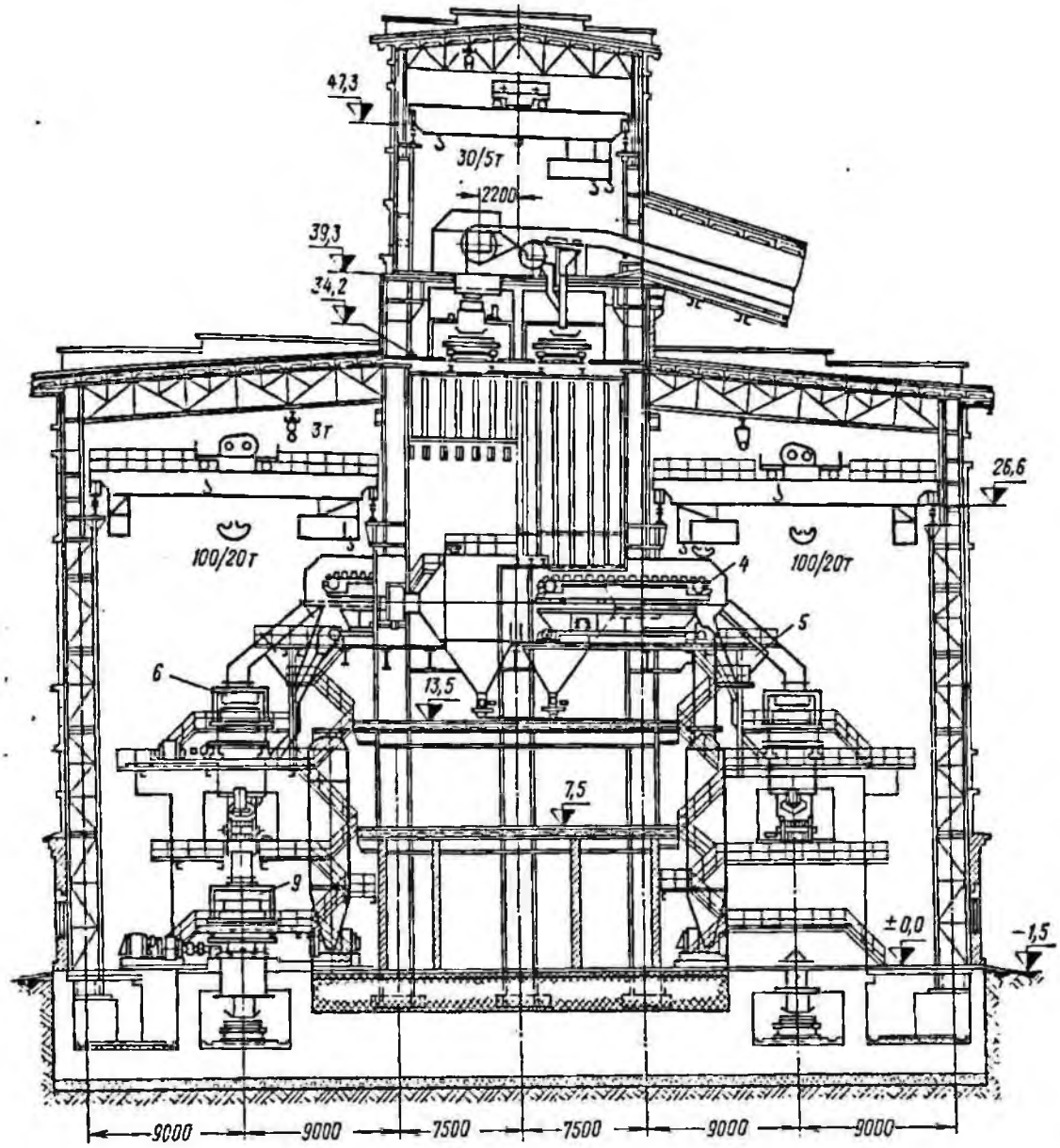


Рис. 175. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики Качканарского ГОКа:
4—6, 9 — см. рис. 172, *а*

§ 21. Фабрики для обогащения бурожелезняковых руд

Фабрика Лисаковского горнообогатительного комбината (Лисаковского ГОКа) (г. Лисаковск Кустанайской области)

Обогатительная фабрика Лисаковского горнообогатительного комбината строится в Кустанайской области Казахской ССР к юго-западу от Кустаная на правом берегу р. Тобол.

В декабре 1972 г. введена в эксплуатацию первая очередь фабрики мощностью 4,5 млн. *т* руды в год.

Лисаковское месторождение относится к типу осадочных месторождений и представляет собой рудоносную толщу средней мощностью около 40 *м*, вытянутую по простиранию на 100 *км* и шириной до 5—6 *км*. На значительном протяжении рудное тело выходит на дневную поверхность.

Руды месторождения делятся на два основных типа — обохренные и необохренные,

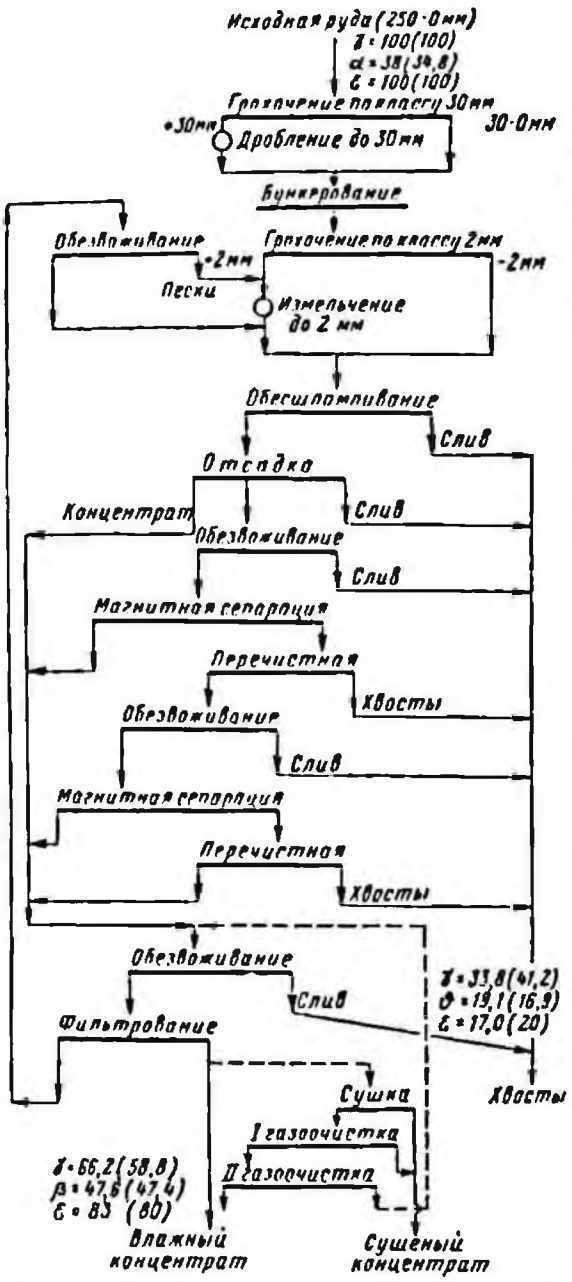


Рис. 177. Технологическая схема обогащения фабрики Лисаковского ГОКа (цифры в скобках относятся к полному развитию фабрики)

имеющие близкий минеральный состав. Оба типа руды представляют механическую смесь мелких железосодержащих оолитов и кварцевого песка, а также в небольшом количестве железистого песчаника, охристого глинистого материала, гравия, гальки, корок и плиток плотных разностей руд.

Основной рудный минерал в руде обоих типов — гидрогетит. В очень небольшом количестве присутствуют гетит и сидерит.

Около 80% железа в обохренных и 85—87% в необохренных рудах находится в оолитах, а остальная часть — в плотных и песчанистых разностях руды.

Преобладающие размеры оолитов 0,2—0,6 *мм*. В оолитах содержится от 50,5 до 52,5% Fe; 1,95—2,5% P_2O_5; 2,8—5,2% SiO_2; 3,1—5,5% Al_2O_3, около 13—14% гидратной влаги. Плотность руды 3,4—3,5 *т/м*³. Магнитная восприимчивость $30—35 \cdot 10^{-6}$ *см*³/*г*.

Основной нерудный минерал в руде — кварц, в подчиненном количестве присутствуют охристо-глинистое вещество, полевые шпаты, редкие зерна биотита, глауконита и других минералов.

Кварц образует зерна песка размером от 0,1 до 1,0 *мм*, гравия, гальки. Насыпной вес руды от 1,4 до 1,8 *т/м*³. Влажность исходной руды около 12%.

Характерной особенностью лисаковской руды является преобладание мелких классов (до 70—80% класса 1—0 *мм*); наличие фосфора (0,45—0,58%), глинозема (4—6%) и ванадия (0,1%), сосредоточенных исключительно в оолитах гидрогетита.

Месторождение разрабатывают открытым способом.

Руда на обогатительную фабрику доставляется железнодорожным транспортом (на тепловозной тяге).

Крупность поступающей на обогатительную фабрику руды 250—0 *мм*.

Химический состав исходной руды: 38% Fe; 26,8% SiO_2, 5,15% Al_2O_3; 0,51% P; 0,035% S; 10,6% п. п.п.

Производительность фабрики при полном развитии 31,68 млн. *т* в год (по сухому весу).

На обогатительной фабрике принят мокрый гравитационно-магнитный способ обогащения.

Технологическая схема (рис. 177) включает дробление в молотковых дробилках до 30 *мм* с предварительным грохочением; мокрое грохочение по классу —2 *мм*; измельчение класса +2 *мм* в стержневых мельницах до —2 *мм*; дешламацию продукта 2—0 *мм* в спиральных классификаторах по классу —0,1 *мм*; отсадку дешламированной руды с выделением готового концентрата, промпродуктов и слива; обезвоживание промпродукта отсадки в спиральных классификаторах; мокрую магнитную сепарацию промпродукта отсадки в два приема на сепараторах с высокой напряженностью магнитного поля с выделением готового концентрата, промпродукта и отвальных хвостов в каждом приеме; обезвоживание в гидроциклонах и доизмельчение совместно с классом +2 *мм* промпродукта второго приема мокрой магнитной сепарации; обезвоживание в спиральных классификаторах; фильтрование

на ленточных вакуум-фильтрах готового концентрата. На технологической схеме приведены показатели для первой очереди строительства и для полного развития. В результате обогащения получается флотационно-магнитный концентрат крупностью 0,1—1 *мм* с содержанием 47,6% Fe при извлечении 83%. В концентрате содержатся 10,94% SiO_2; 4,96% Al_2O_3; 1,41% P_2O_5; п. п. п. 11,37%.

Годовой выпуск концентрата составляет 2620 тыс. *т*.

Концентрат направляется на металлургические заводы. В зимнее время перед отправкой концентрат подвергается сушке.

Хвосты обогатительной фабрики напорным гидротранспортом в один подъем направляются в хвостохранилище, удаленное от фабрики на расстояние около 2 *км*. Осветленная в хвостохранилище вода повторно используется на обогатительной фабрике в качестве оборотной примерно на 80%.

Схема цепи аппаратов (по одной секции каждого передела) обогатительной фабрики показана на рис. 178.

На обогатительной фабрике в основных операциях предусматривается крупное технологическое оборудование: беспоршневые отсадочные машины ОМР-1 рабочей площадью 10 $м^2$; четырехвалковые электромагнитные сепараторы ЭРМ-4, имеющие рабочую длину одного валка 2,5 *м* и напряженность магнитного поля 15—17 тыс. *э*; ленточные вакуум-фильтры с площадью фильтрования 10 $м^2$.

Удельный расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Лисаковского ГОКа на 1 *т* (проектные данные)

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч*	8,7	13,2
Вода, в том числе оборотная, $м^3$	10,6	16,1
Стержни, *кг*	0,14	0,21
Футеровка, *кг* . . .	0,09	0,14
Фильтроткань, $м^2$ . .	—	0,01

Производительность основного оборудования (проектные данные) приведена в табл. 152.

Схема сооружений и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 179—181.

Таблица 152

Удельная производительность основного оборудования обогатительной фабрики Лисаковского ГОКа (проектные данные)

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка молотковая самоочищающаяся 2100 × × 1850 *мм*	*т/ч*	420
Грохот резонансный легкий, двухситный ГРЛ-62 (щель 2 *мм*)	$т/м^2 \cdot ч$	8,4
Мельница стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-2700 × 3600	$т/м^3 \cdot ч$ по питанию	5,6
Машина отсадочная беспоршневая пятикамерная ОМР-1А	$т/м^2 \cdot ч$	6,5
Сепаратор электромагнитный 4ЭВМ-38/250:		
I прием	$т/м \cdot ч$ по питанию на головные валки	2,2
	то же, на перечистные валки	1,6
II прием	$т/м \cdot ч$ по питанию на головные валки	2,1
	то же, на перечистные валки	1
Вакуум-фильтр ленточный с фильтрующей поверхностью 10 $м^2$	$т/м^2 \cdot ч$	5,5
Сушилка барабанная СБ-3500 × 27 000	$кг/м^3 \cdot ч$ по удаляемой влаге	48

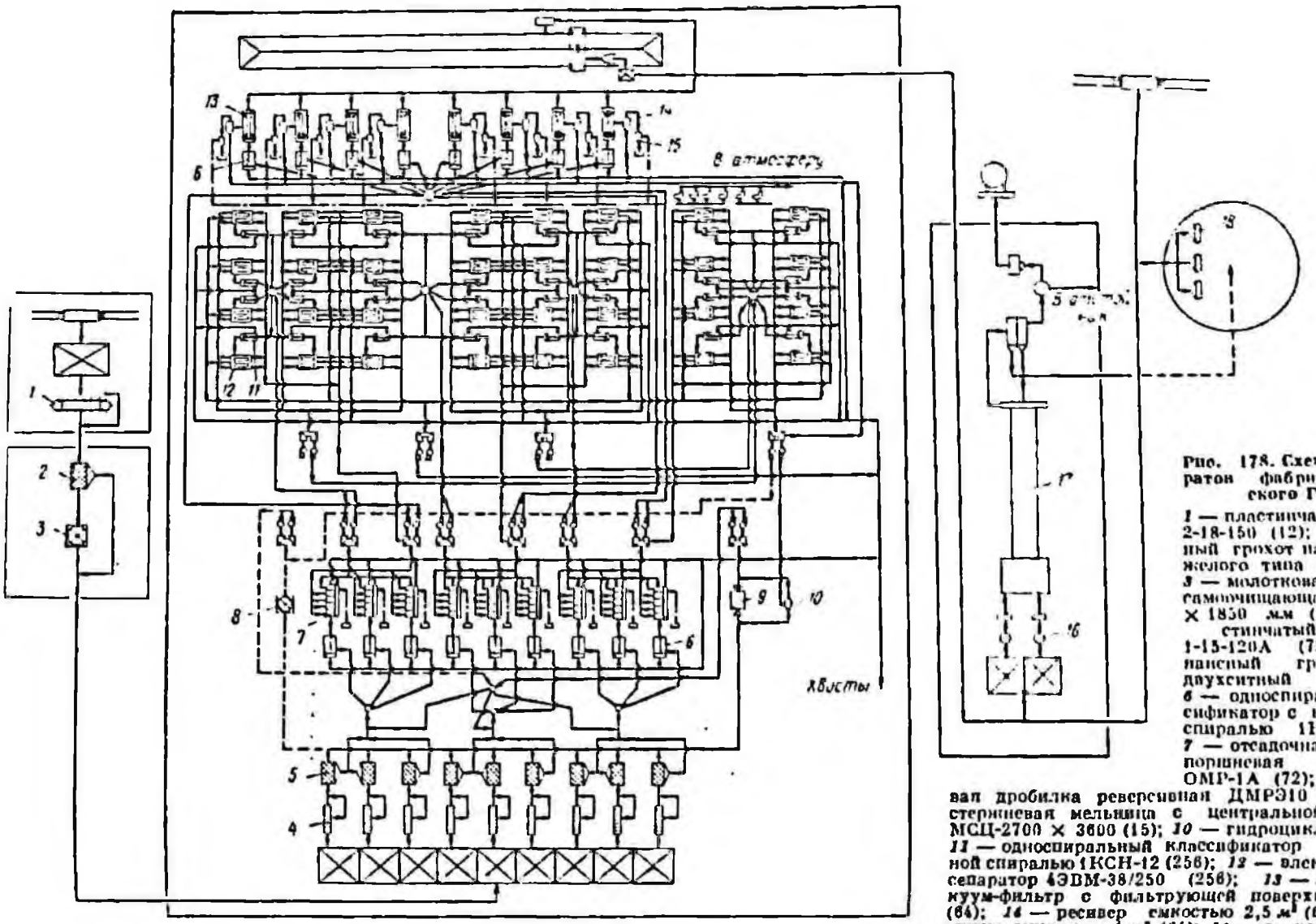


Рис. 178. Схема цепи аппаратов фабрики Лисаковского ГОКа:

1 — пластинчатый питатель 2-18-150 (12); *2* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ61А (12); *3* — молотковая дробилка самоочищающаяся 2100 × × 1850 мм (12); *4* — пластинчатый питатель 1-15-120А (72); *5* — резонансный грохот легкий двухситный ГРЛ-62 (72); *6* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-24 (136); *7* — отсадочная машина беспоршневая пятикамерная ОМР-1А (72); *8* — молотковая дробилка реверсивная ДМРЭ10 × 10 (1); *9* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-2700 × 3600 (15); *10* — гидроциклон ГЦ-50 (15); *11* — односпиральный классификатор непогруженной спиралью 1КСН-12 (256); *12* — электромагнитный сепаратор 4ЭВМ-38/250 (256); *13* — ленточный вакуум-фильтр с фильтрующей поверхностью *10* м² (64); *14* — ресивер емкостью 2,5 м³ (64); *15* — ловушка емкостью 1 м³ (66); *16* — дисковый питатель ДТ-25 (40); *17* — сушилка барабанная СБ-3500×27000 (20); *18* — затворное устройство (24)

Рис. 179. Схема сооружений фабрики Лисаковского ГОКа:

1 — приемные бункера руды № 1; *2* — то же, № 2; *3* — помещение отбора металла № 1; *4* — то же, № 2; *5* — корпус дробления № 1; *6* — то же, № 2; *7* — то же, главный; *8* — то же, сушки № 1; *9* — то же, № 2; *10* — склад сушеного концентрата; *11* — узел погрузки концентрата № 1; *12* — то же, № 2; *13* — пульпонасосная № 1; *14* — то же, № 2

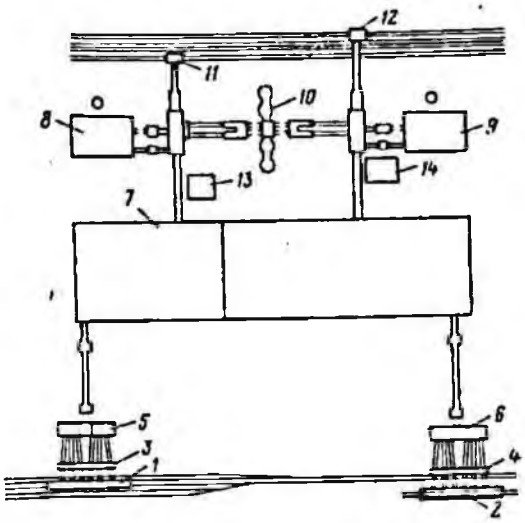
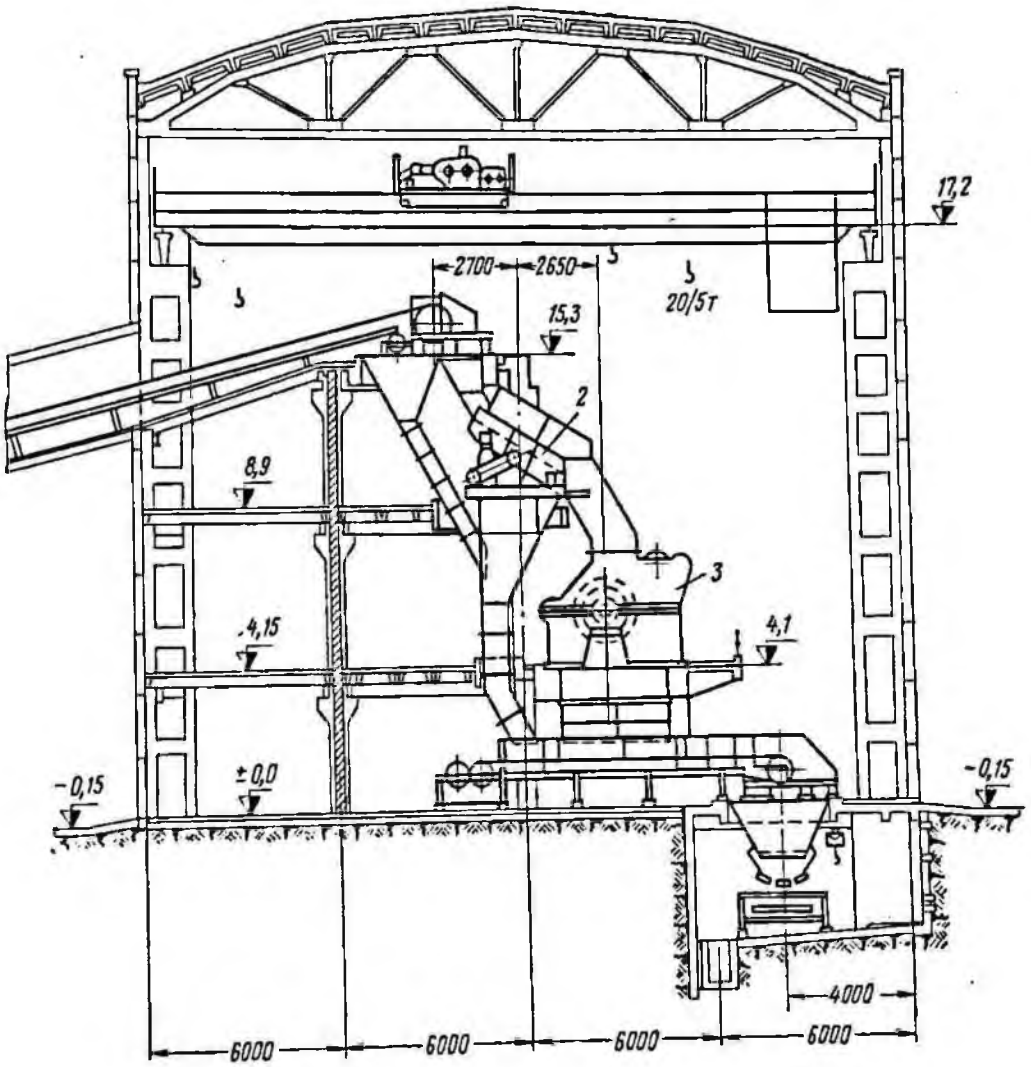
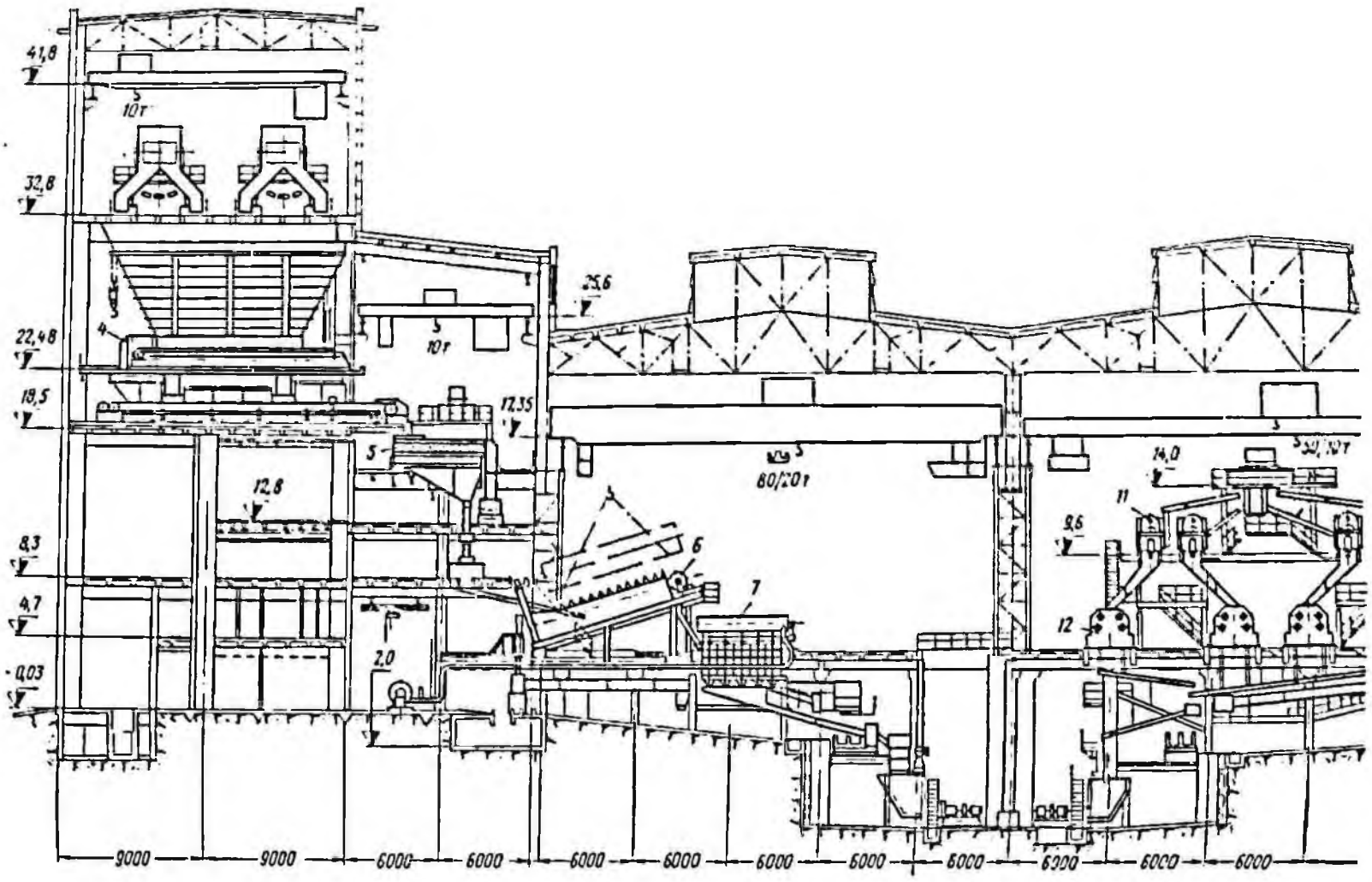


Рис. 180. Дробильный корпус фабрики Лисаковского ГОКа:

2 и *3* — см. рис. 178





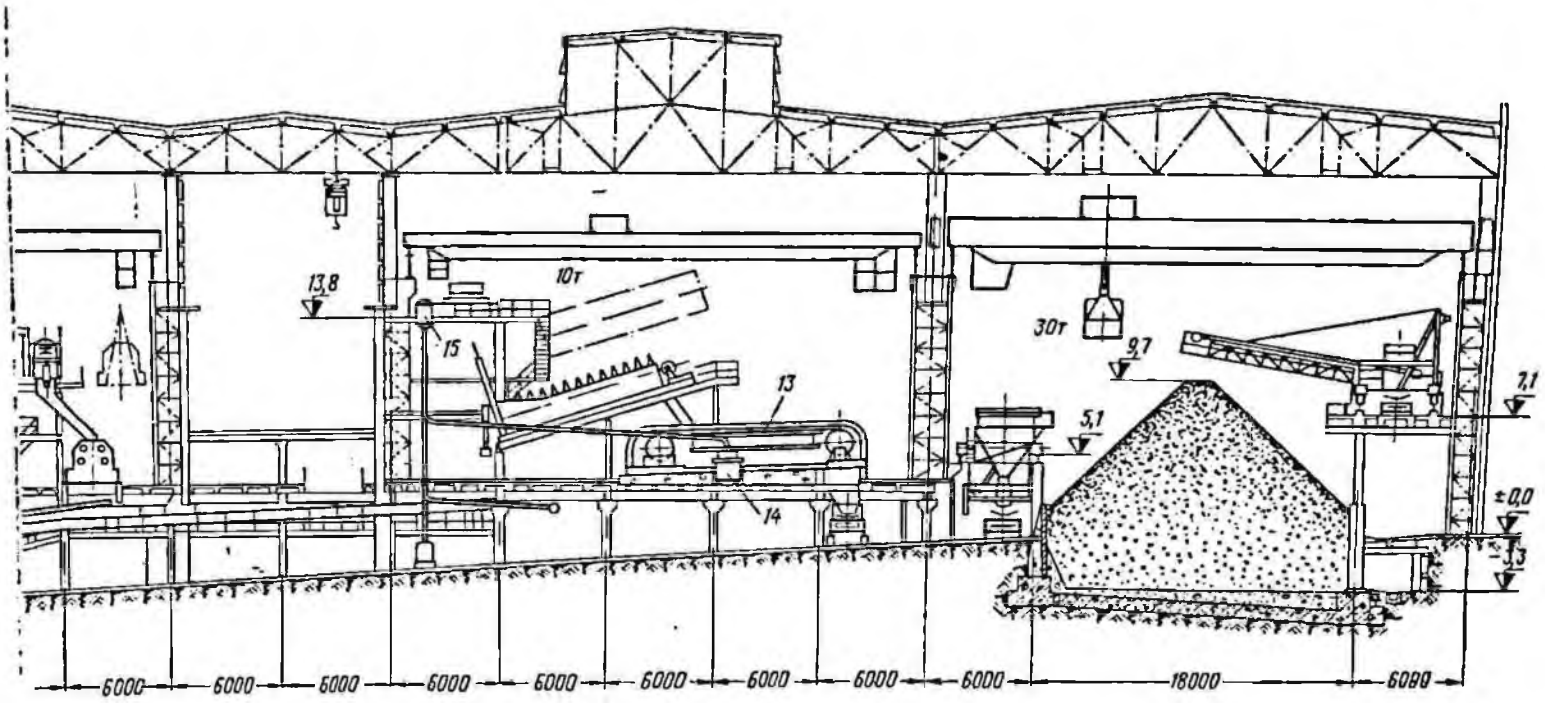


Рис. 181. Главный корпус фабрики Лисаковского ГОКа:
4—7, 11—15 — см. рис. 178

Глава X

Фабрики для обогащения марганцевых и хромовых руд

§ 22. Характеристика марганцевых и хромовых руд и требования, предъявляемые к богатым рудам и концентратам

Марганцевые руды. В СССР около 95% запасов марганцевых руд сосредоточено в осадочных месторождениях морского происхождения. Месторождения озерного, болотного и гидротермального генезиса имеют подчиненное значение.

В основном марганцевые руды добываются на Никопольском и Чиатурском месторождениях. Месторождения «Полуночное», Джездинское, Атасуйское в сумме дают около 1% общего количества ежегодно добываемых марганцевых руд.

В месторождениях марганцевые руды представлены тремя основными природными типами: первичноокисными, карбонатными и окисленными (в приповерхностных зонах выветривания). В некоторых месторождениях имеются значительные количества руд смешанных — окисно-карбонатных.

Запасы типов марганцевых руд главных месторождений СССР и содержание в них марганца приведены в табл. 153.

Наиболее ценными являются первично окисные руды, минералы которых главным образом представлены пиролюзитом и псиломеланом.

В более глубоких фациальных разновидностях руд встречается манганит.

В подчиненном количестве в окисных рудах содержатся браунит и полианит. В окисных рудах содержание фосфора пониженное (0,1—0,2%).

По петрографо-минералогическому составу и физическим свойствам окисные руды весьма разнообразны. В Чиатурском месторождении марганцевое оруденение приурочено к олигоценовым песчаникам. Здесь, наряду с плотными и твердыми разновидностями «мцвари» и весьма рыхлыми, мягкими «белта» (труднообогатимыми, много марганца теряется в шламах), широко развиты вкрапленные, легкообогатимые руды, содержащие оолиты марганцевых окислов. В Никопольском марганцевом месторождении марганцевое оруденение приурочено к рыхлым песчано-глинистым осадкам олигоцена. Окисные руды представлены песчано-глинистой породой, в которой рассеяны и вкраплены конкреции и стяжения окислов марганца. Для этих руд характерно повышенное содержание фосфора: отношение фосфора к марганцу в руде выше 0,0033.

Карбонатные руды Чиатурского месторождения представлены сплошными (богатыми) и вкрапленными разностями. Главнейшие рудные минералы — манганокальцит, кальциевый родохрозит и родохрозит.

Руды содержат 20—24% SiO_2; 0,15—0,2% P.

Никопольские карбонатные руды беднее чиатурских и имеют значительное количество песчано-глинистой фракции.

Карбонатные руды Усинского месторождения приурочены к известнякам кембрия. Рудными минералами являются: ман-

Таблица 153

Запасы марганцевых руд и содержание в них марганца

Месторождение	Тип руды	Запасы, %	Содержание марганца, %	
			по участкам	по месторождению (среднее)
Никопольское	Окисные	51	23—29	26
	Карбонатно-окисные	12,6	20—27,3	23,8
	Карбонатные	36,4	17,3—24,7	19,7
Большое Токмакское	Окисные	4,5	—	34,3
	Карбонатные	95,5	—	24,5
Чиатурское	Окисные	45,8	25—43	36,2
	Карбонатные	40	20—26,8	22
	Окисленные	14,2	24,5—38	28,8
Усинское (Кемеровской обл.)	Карбонатные	94	18,7—19,6	18,8
	Окисные	6	26,5—27,7	27,1

ганокальцит и родохрозит. Содержание марганца в карбонатных рудах обычно низкое, лишь в отдельных случаях оно достигает 30—31% (содержание фосфора в руде 0,2—0,3%).

В приповерхностной зоне марганцевые руды окисляются. В окисленных рудах основным марганцевым минералом является вернадит. Окисленные руды относятся к труднообогатимым. При обогащении они шламуются.

Кроме отмеченных типов марганцевых руд, в металлургической промышленности используются железомарганцевые руды.

Силикатные соединения марганца (минералы родонит, бустамит и др.) самостоятельного промышленного значения не имеют (встречаются в марганцевых рудах). Родонитовые породы используются как облицовочный каменный материал.

Черная металлургия использует 90—95% добываемых марганцевых руд. Остальные 5—10% потребляются химической и другими отраслями промышленности.

Классификация марганцевых руд в соответствии с требованиями металлургической промышленности приведена в табл. 154.

Для карбонатных руд, используемых в черной металлургии, содержание марганца значительно снижено по сравнению с кремнеземистыми рудами. Богатые руды — пироксидные, используемые химической промышленностью, содержат 80—90% двуокиси марганца.

Для марганцевых руд отдельных месторождений качество руд более детально определяется техническими условиями (ТУ). Например, по ТУ на Чиатурском месторождении выделяют пироксидные руды трех сортов с содержанием двуокиси марганца от 80 до 87%, кремнезема 8—9%, фосфора не более 0,20—0,25%, влаги — 8%; марганцевые руды четырех сортов с содержанием марганца 30—49%, кремнезема 10—30%, фосфора не более 0,18—0,2%, влаги 9—15%; карбонатную руду (обогащенную) с содержанием марганца не менее 22%, кремнезема не более 0,2%, влаги 10%.

Хромовые руды[1]. Месторождения хромовых руд в СССР приурочены пространственно и генетически к ультраосновным породам. Наиболее качественные хромовые руды залегают среди дунитов. Хромовые руды, встречающиеся среди пироксенитов, менее ценны. Общая формула хромшпинелидов (хромсодержащих минералов) (Mg, Fe) (Cr, Al, Fe_2O_4).

Качество хромовых руд определяется количественным соотношением окислов Cr_2O_3, FeO, Fe_2O_3, MgO, Al_2O_3 в хромсодержащих минералах. Наибольший интерес в промышленном отношении представляют магнохромит (MgFe) Cr_2O_4, хромпикотит (Mg, Fe) (Cr, Al_2,O_4) и алюмохромит (Fe, Mg) (Al, Cr_2O_4). Собственно

[1] Описание хромовых руд выполнено инж. Л. П. Крупиным.

Таблица 154

Классификация марганцевых руд в соответствии с металлургическими требованиями

Тип руды	Содержание марганца и железа в сырой руде, %	Отношение марганец / железо	Содержание фосфора на 1% марганца, %	Использование руды или концентрата
Марганцевая:				
не требующая обогащения	Марганца не ниже 35—40	Не менее 7	0,0030—35	Сырая руда для производства ферромарганца
легкообогатимая	То же, 10—15	То же, в концентрате	То же, в концентрате	Концентрат для производства ферромарганца
поддающаяся обогащению	То же, 20—25	То же	То же	То же
Железомарганцевая:				
не требующая обогащения	Марганец + + железо = = 40—60, в том числе марганца 10—30	—	Не выше 0,005	Сырая руда для производства зеркального чугуна
поддающаяся обогащению	Марганец + + железо не ниже 20—30	—	То же, в концентрате	Концентрат для производства зеркального чугуна

хромит $FeCr_2O_4$ в природе встречается редко.

В указанных минералах большое значение имеет соотношение Cr_2O_3 : FeO. В зависимости от минерального вида хромшпинелида в руде определяется его промышленное использование. Различают сплошные или массивные хромовые руды, в основном состоящие из хромсодержащих минералов (нерудных минералов 5—10%), густовкрапленных рудных минералов (50—80%), средневкрапленных (30—50%) и редковкрапленных (10—30%).

По текстурно-структурным особенностям «маковые руды» — мелковкрапленные, крупность рудных зерен в которых не превышает 1 *мм*.

В СССР и за рубежом к промышленным относятся сплошные и густовкрапленные руды. В недрах балансовые запасы выделяются при минимальном (на контуре) содержании Cr_2O_3 в руде (32—33%) и при соотношении Cr_2O_3 : FeO не менее 2,5.

Богатые хромовые руды подвергают дроблению и сортировке перед отправкой потребителю.

Качество товарных хромовых руд одного из месторождений СССР регламентируется следующими ТУ: ферросплавной промышленности поставляются кусковые руды крупностью до 300 *мм*; огнеупорной промышленности 10—300 *мм* и мелочь (менее 10 *мм*); химической промышленности — мелкая сортированная руда крупностью до 10 *мм*. По химическому составу руды должны удовлетворять требованиям, приведенным в табл. 155.

Все крупные хромовые месторождения СССР относятся к гистеромагматическому типу.

За рубежом распространены не только гистеромагматические, но и сегрегационные месторождения, имеющие промышленное значение.

Таблица 155

Требования к химическому составу руды

Содержание, %	Марка руды		
	ДХ-1	ДХ-2	ДХ-3
Cr_2O_3, не менее . .	50	45	50
SiO_2, не более . . .	7	8	8
P, не более	0,008	—	—
Fe_2O_3, не более . .	—	16	16
CaO, не более . . .	—	1,3	—
Cr_2O_3, Fe_2O_3, не менее . .	3	—	—

§ 23. Фабрики для обогащения марганцевых руд Никопольского месторождения

В Никопольском месторождении сосредоточено 40,2% запасов марганцевых руд. Годовая добыча руды составляет 74% общесоюзной.

Месторождение представлено пластом средней мощности (1,5—2,5 *м*) и разграничено на две обособленные части — восточную (40% запасов) и западную (60% запасов). В обеих частях месторождения имеются первично окисные, карбонатные и смешанные руды. Глубина залегания пласта 75—80 *м*.

Окисные руды располагаются в северной части месторождения, к югу они сменяются смешанными, а затем — карбонатными рудами. Запасы первично окисных руд около 50%, карбонатных — 37% и смешанных — 13%.

Покрывающими, подстилающими и смешанными породами рудного пласта являются тонкие песчанистые глины и сопровождающие их пески.

Количественное соотношение рудных и породных минералов, а также химический состав руды непостоянны. Они изменяются по простиранию и мощности пласта.

Окисные руды (в рудной части) сложены на 10—30% пиролюзитом, на 5—15% манганитом и на 10—35% псиломеланом, а в нерудной части — на 10—35% кварцем, на 6—23% глиной, до 5% полевым шпатом, на 4% слюдой, до 6% глауконитом и карбонатами и другими минералами.

В окисной руде содержится 19,5—37,5% Mn; 2—6% Fe_2O_3; 22—25% SiO_2; 3—7% Al_2O_3; 2—6% CaO; 1—2,3% MgO; 0,38—0,5% P_2O_5; 10—14% п. п. п.

Карбонатные руды в рудной части сложены манганокальцитом (20—25%), кальциевым родохрозитом (15—20%), окисными минералами марганца (0—15%), гидроокислами железа (2—3%), в нерудной части — кварцем, опалом, полевым шпатом (до 20%), глиной (10—15%), кальцитом и доломитом (5—10%), баритом и пиритом (1—2%).

В карбонатной руде содержится 14—24% Mn; 1,6—3,7% Fe_2O_3; 30—35% SiO_2; 3—7% Al_2O_3; 6—11% CaO; 1—4% MgO; 0,28—0,45% P_2O_5; 17—22% п. п. п.

Смешанные руды в том или другом количестве содержат окисные и карбонатные минералы.

На Никопольском марганцевом месторождении работает шесть обогатительных фабрик.

Принципиальные схемы обогащения фабрик аналогичны и включают промывку, отсадку и магнитную сепарацию. Осваивается флотация шламов и промпродуктов.

Богдановская фабрика Орджоникидзевского горнообогатительного комбината (Орджоникидзевского ГОКа) (г. Орджоникидзе Днепропетровской области)

Богдановская обогатительная фабрика перерабатывает марганцевые руды северной группы месторождения, являющегося западной частью Никопольского бассейна марганцевых руд. Месторождение осадочного происхождения.

По минеральному составу марганцевые руды сложены двумя генетически различными типами — окисными и карбонатными. Кроме того, выделяются окисно-карбонатные (смешанные) руды. Основными рудами являются окисные. Карбонатные руды не добываются. Марганцевые руды представлены в основном землисто-кусковатой и кусковато-конкреционной разновидностями, преимущественно псиломелан-манганитового и спиломелан-пиролюзитового минерального состава. Нерудные минералы в основном представлены кварцем, глинами, кальцитом и др. Вкрапленность рудных минералов мелкая и тонкая.

Химический состав марганцевой руды и концентрата приведен в табл. 156.

Коэффициент крепости руды до 5—6, плотность 1,6—2,2 *т/м*³, влажность 18—30%. Месторождение разрабатывается открытым и частично подземным способами. Максимальная крупность куска 500 *мм*. Первая очередь фабрики введена в эксплуатацию в 1959 г. Руда на фабрику доставляется железнодорожным транспортом. Фабрика работает по непрерывному графику в три смены по 8 *ч*.

Схема обогащения (рис. 182) включает три стадии дробления с промежуточным грохочением на классы +35 мм, 35—0 *мм* и промывку. Мытая руда классифицируется на грохоте на классы +18 *мм*, 18—3 *мм* и 3—0 *мм*. Крупный класс (+18 *мм*) додрабливается на II стадии дробления и совместно с классом 18—3 *мм* поступают на отсадку, где выделяется готовый концентрат I и II сортов. Промпродукт отсадки додрабливается на III стадии дробления. Класс 3—0 *мм* обогащается магнитной сепарацией с предварительным обезвоживанием.

Шламы промывки после классификации, обесшламливания и доизмельчения в шаровой мельнице поступают на флотацию.

Технологические показатели работы Богдановской фабрики Орджоникидзевского ГОКа

Переработано руды по сухому весу, тыс. *т*	2280,2
Получено концентрата, тыс. *т*:	
I сорта	957,5
II сорта	320,3
бессортного[1]	1277,8
Выход концентрата, %:	
I сорта	41,99
II сорта	14,06
бессортного	56,04
Содержание марганца, %:	
в руде	31,28
в концентрате I сорта	44,66
в концентрате II сорта	36,02
в бессортном концентрате	42,49
Извлечение марганца в концентрат, %:	
I сорта	59,94
II сорта	16,17
бессортный	76,11
Влажность, %:	
руды	20,86
концентрата I сорта	14,95
концентрата II сорта	18,3
бессортного концентрата	15,81

Конечный концентрат частично направляется на агломерационную фабрику, а частично железнодорожным транспортом другим потребителям.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Богдановской фабрике Орджоникидзевского ГОКа на 1 *т* концентрата

Электроэнергия, *квт·ч*	7,02
Вода, в том числе оборотная, *м*³	20,38
Шары, *кг*	4,1
Фильтроткань, *м*²	0,0003
Эмульсол, *т*	0,0172
КОС (кубовые остатки), *т*	0,0023
Жидкое стекло, *т*	0,0021
Солярка, *т*	0,0006
Сырое талловое масло, *т*	0,0037

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 183.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 157.

Хвосты фабрики самотеком транспортируются в два хвостохранилища, одно из которых расположено в 1,5 *км*, а другое в 6 *км* от фабрики. В дальнейшем для перекачки хвостов рядом с фабрикой будет построена насосная станция.

Вода из хвостохранилища полностью используется как оборотная.

Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 184—187.

[1] Сумму сортов выдаваемых концентратов принято называть бессортным концентратом.

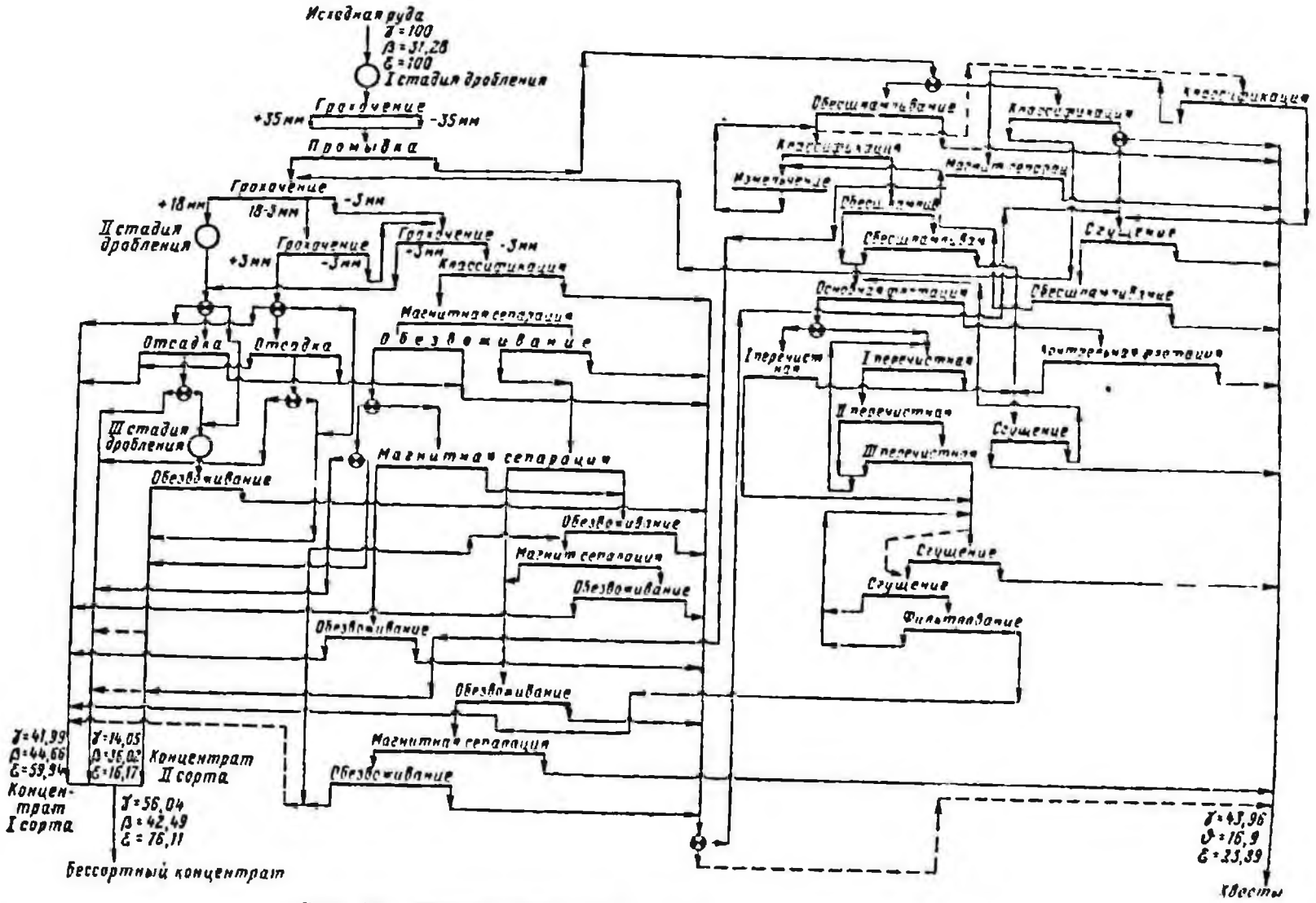


Рис. 182. Технологическая схема обогащения Богдановской фабрики

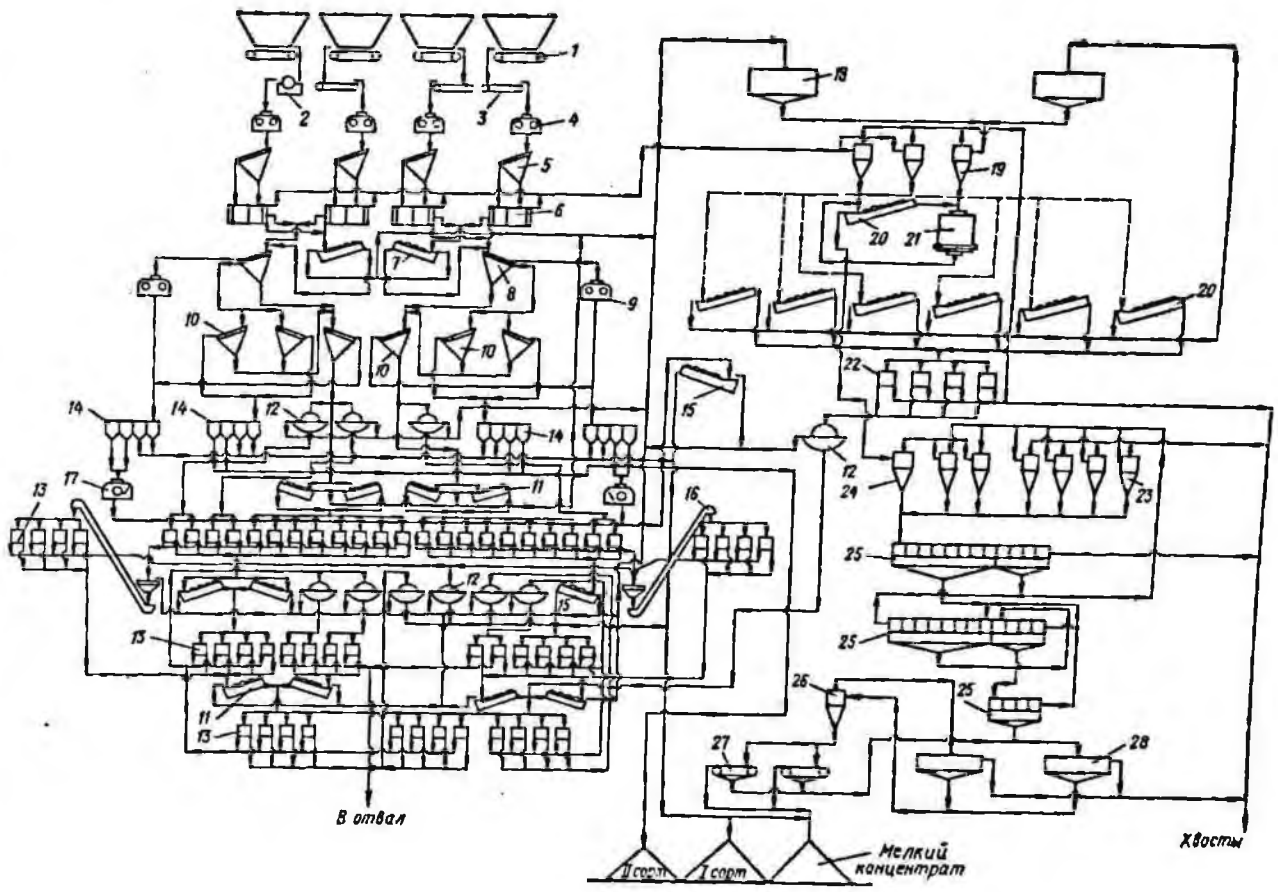


Рис. 183. Схема цепи аппаратов Богдановской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1-15-60 (4); *2* — барабанный питатель нестандартный (1); *3* — пластинчатый питатель ППН-9 (3); *4* — двухвалковая зубчатая дробилка 1500 × × 1200 мм (4); *5* — электровибрационный грохот ГВК-2 (4); *6* — промывочная машина «Эксцельсиор» 7000 × 8000 мм (4); *7* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-10 (2); *8* — резонансный грохот ГРЛ-72 (2); *9* — двухвалковая дробилка с гладкими валками Г150×60 (2); *10* — грохот ГВП-1(6); *11* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-10 (8); *12* — элеватор кольцевой обезвоживающий (10); *13* — электромагнитный сепаратор 5СВК (56); *14* — отсадочная машина «Штаух» (4); *15* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-12 (4); *16* — элеватор наклонный ЭНП-П-300 (2); *17* — одноторная дробилка ОЦД-100 (2); *18* — сгуститель с периферическим приводом П-30 (2); *19* — гидроциклон ГЦ-95 (3); *20* — двухспиральный классификатор с погруженной спиралью 2КСП-20 (7); *21* — шаровая мельница с решеткой МШР-2100 × × 3000 (1); *22* — электромагнитный сепаратор ЭРМ-2 (4); *23* — гидроциклон ГЦ-25 (4); *24* — то же, ГЦ-63 (3); *25* — механическая флотационная машина ФМР-25С (5); *26* — гидроциклон ГЦ-63 (1); *27* — ленточный вакуум-фильтр с фильтрующей поверхностью 4 м² (2); *28* — сгуститель с периферическим приводом П-9 (2)

Таблица 156

Химический состав марганцевой руды и концентрата Богдановской фабрики Орджоникидзевского ГОКа

Продукт	Содержание, %														
	Mn	MnO_2	MnO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	TiO_2	Na_2O	K_2O	CO_2	O_2	H_2O рас-четная	п. п. п.
Руда:																	
Богдановского карьера . .	30,5	35,6	10,3	3,02	28,9	4,4	3,44	1,34	0,186	0,055	0,194	0,74	1,38	3,41	6,56	4,26	11,3
Шевченковского карьера	31,2	37,6	9,55	3,16	34,7	2,9	1,46	1,28	0,192	0,047	0,142	0,74	1,24	0,76	6,92	3,8	8,4
Мало-Чкаловского карьера	32,4	39,8	9,35	3,13	33,4	2,9	1,38	1,27	0,176	0,051	0,144	0,75	1,24	0,8	7,32	4,1	9,03
Концентрат:																	
I сорта	44,4	54,3	13,0	2,06	15,6	1,54	2,22	1,19	0,204	0,041	0,106	0,64	1,11	1,44	9,99	4,18	11,2
II сорта	37,2	45,5	10,8	2,57	22,5	1,62	4,0	1,37	0,2	0,041	0,108	0,71	1,2	3,34	8,38	3,59	11,6

Таблица 157

Производительность основного оборудования Богдановской обогатительной фабрики Орджоникидзевского ГОКа

Оборудование	Производительность т/ч
Дробилка:	
двухвалковая зубчатая 1500 × 1200 *мм*	100
то же, с гладкими валками Г-150 × 60	30
однороторная ОЦД-100 .	60
Мельница шаровая с решеткой МШР-2100 × 3000	20
Машина:	
промывочная типа «Эксцельспор» 7000×8000 *мм*	100
отсадочная типа «Штаух»	30
Сепаратор электромагнитный ЭРМ-2	2,7
Вакуум-фильтр ленточный Л4-05-8-1	10

Рис. 184. Схема сооружений Богдановской фабрики:

1 — корпус приема руды; *2* — то же, дробления и промывки; *3* — то же, обогащения; *4* — склад крупного концентрата; *5* — то же, мелкого концентрата

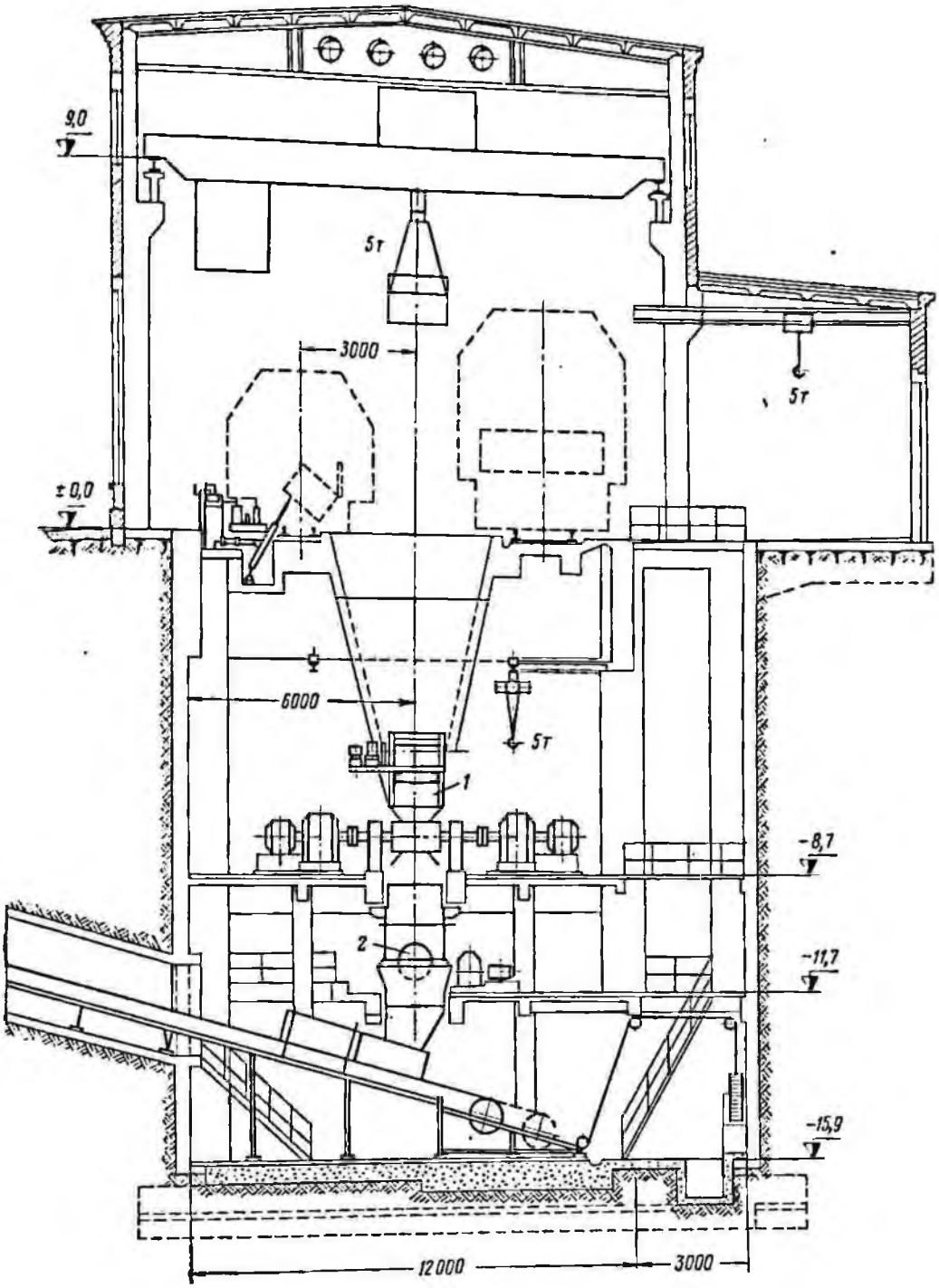


Рис. 185. Корпус приема руды Богдановской фабрики:
1 и *2* — см. рис. 183

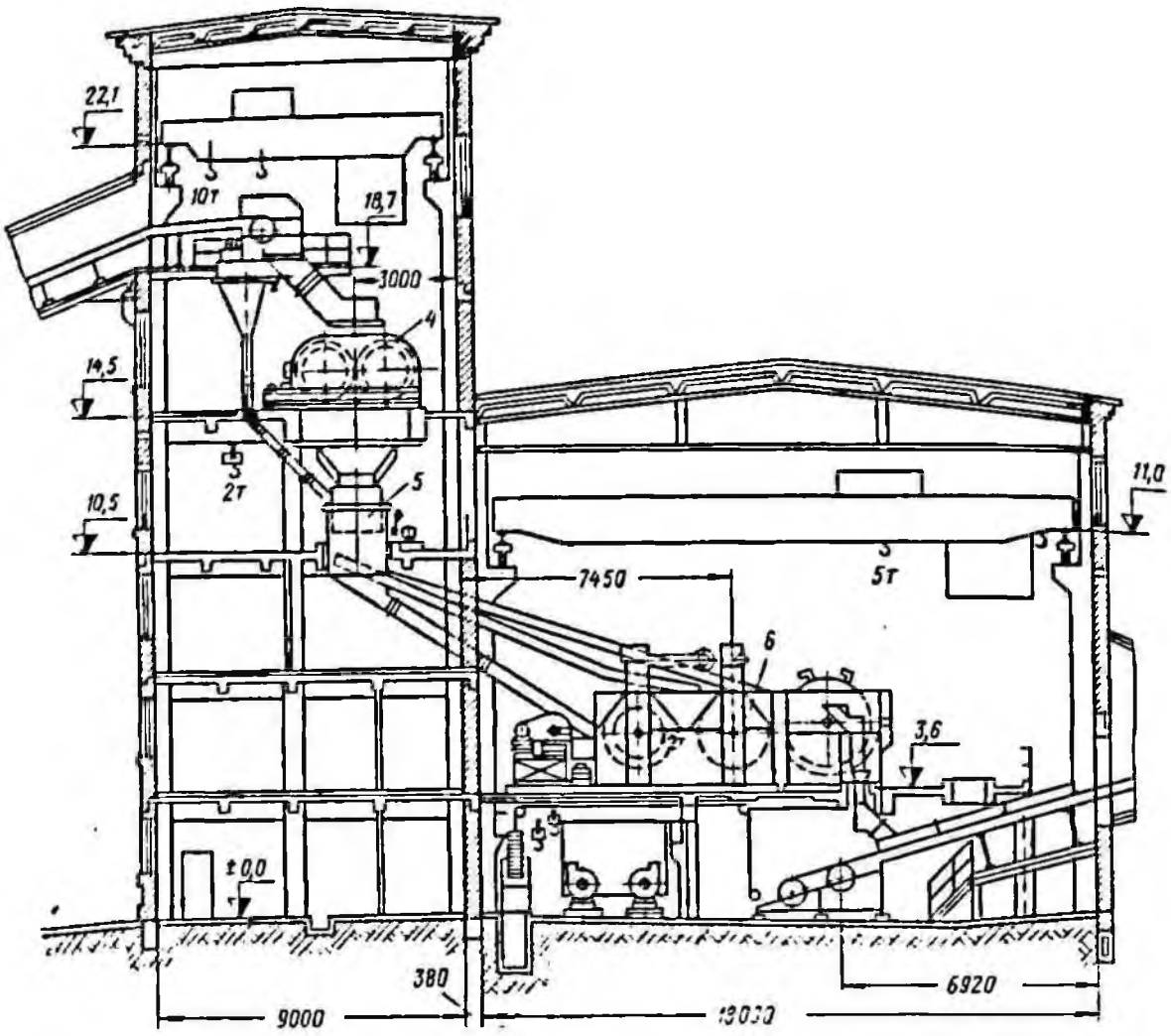


Рис. 186. Корпус дробления и промывки Богдановской фабрики:
4—6 — см. рис. 183

Грушевская фабрика Марганцевского горнообогатительного комбината (Марганцевского ГОКа)

Грушевская обогатительная фабрика расположена в 8 км от г. Марганец Днепропетровской области.

Фабрика перерабатывает марганцевые руды Грушевско-Басанского карьера и восьми шахт. Месторождение относится к осадочному типу. По минеральному составу руды представлены двумя генетически различными типами — окисной и карбонатной (последняя в меньших количествах). Кроме того, имеются окисно-карбонатные (смешанные) руды. Основными рудными минералами окисных руд являются пиролюзит, манганит и псиломелан, карбонатных руд — манганокальцит и кальциевый родохрозит. Рудные минералы находятся в виде кусков, конкреций, оолитов и мелкозернистых фракций.

Нерудные минералы представлены главным образом глинами, кварцем, кальцитом, гранатом.

Вкрапленность рудных минералов мелкая и тонкая.

Химический состав окисной руды и концентрата приведен в табл. 158.

Руда подается на фабрику железнодорожным транспортом в думпкарах грузоподъемностью 50 *т* и вагонетках узкой колеи грузоподъемностью 11 *т*. Максимальный размер куска 500 *мм*.

Обогащение руды осуществляется по гравитационно-магнитофлотационной схеме. Технологическая схема обогащения (рис. 188) включает три стадии дробления с промежуточным грохочением и промывкой. Мытая руда подвергается дроблению до 40 *мм* и классификации по классам +40, 40—10, 10—4 и 4—0 *мм* (4—1 и 1—0 *мм*).

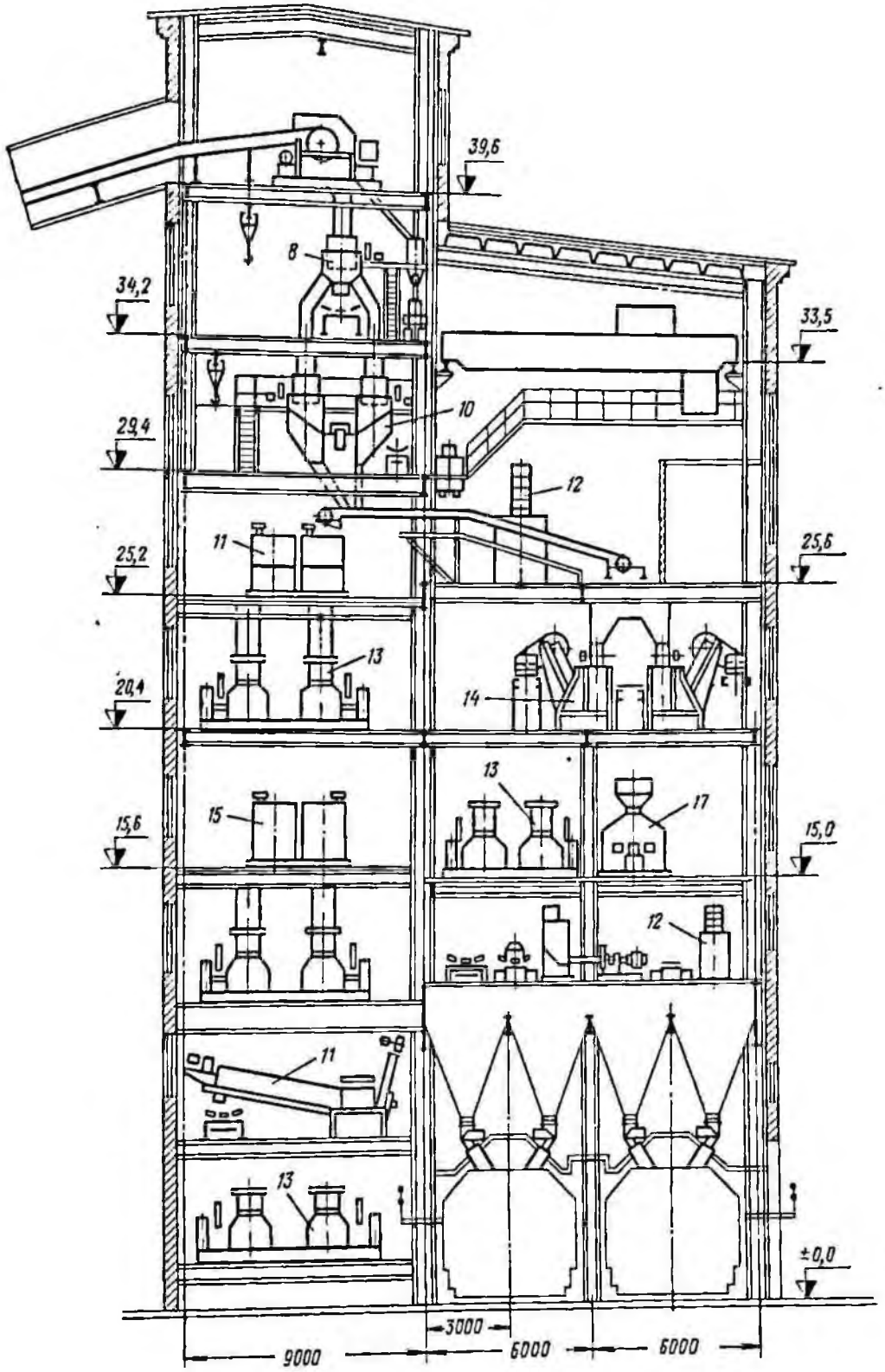


Рис. 187. Главный корпус Богдановской фабрики:
8, 10—15 и 17 — см. рис. 183

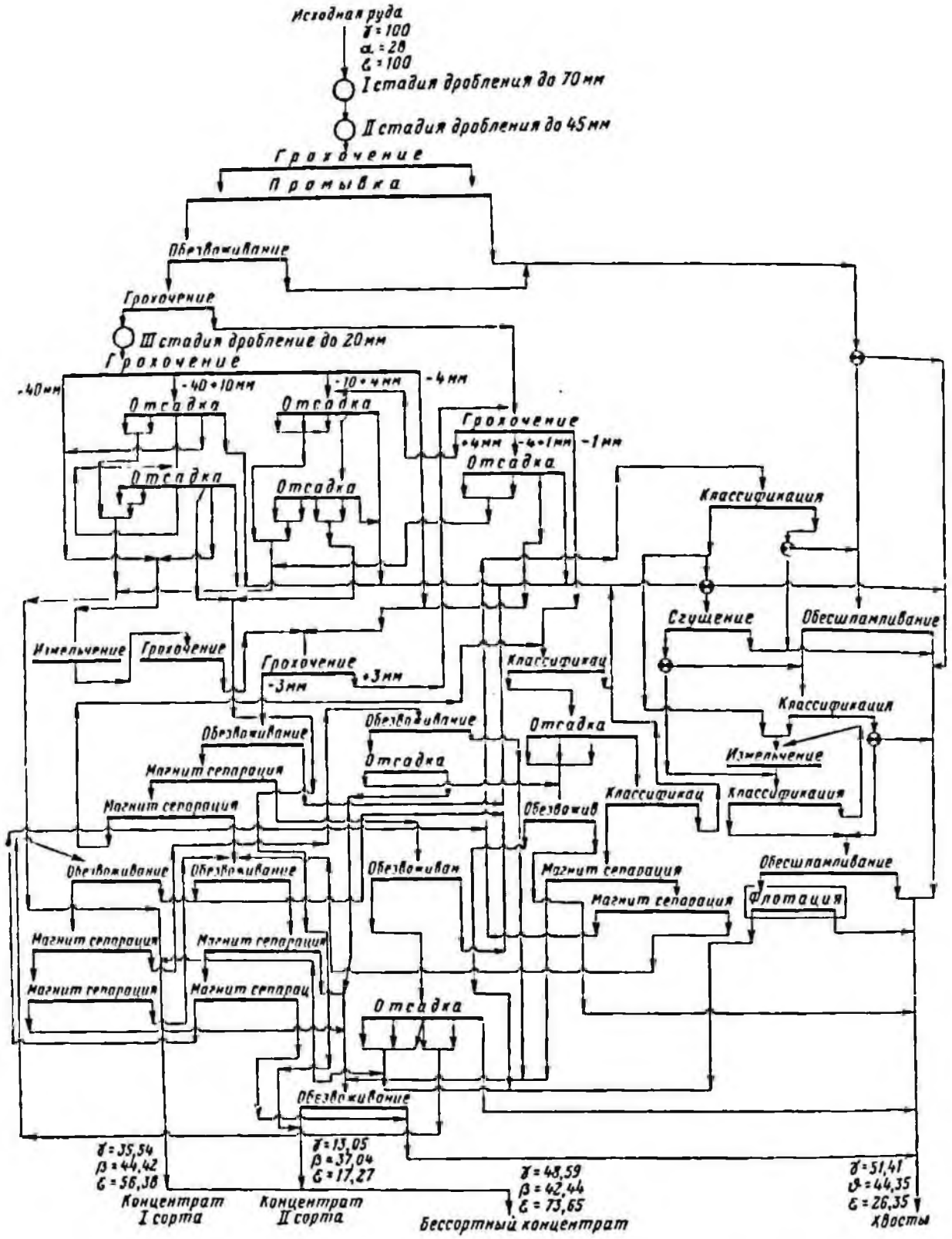


Рис. 188. Технологическая схема обогащения Грушевской фабрики

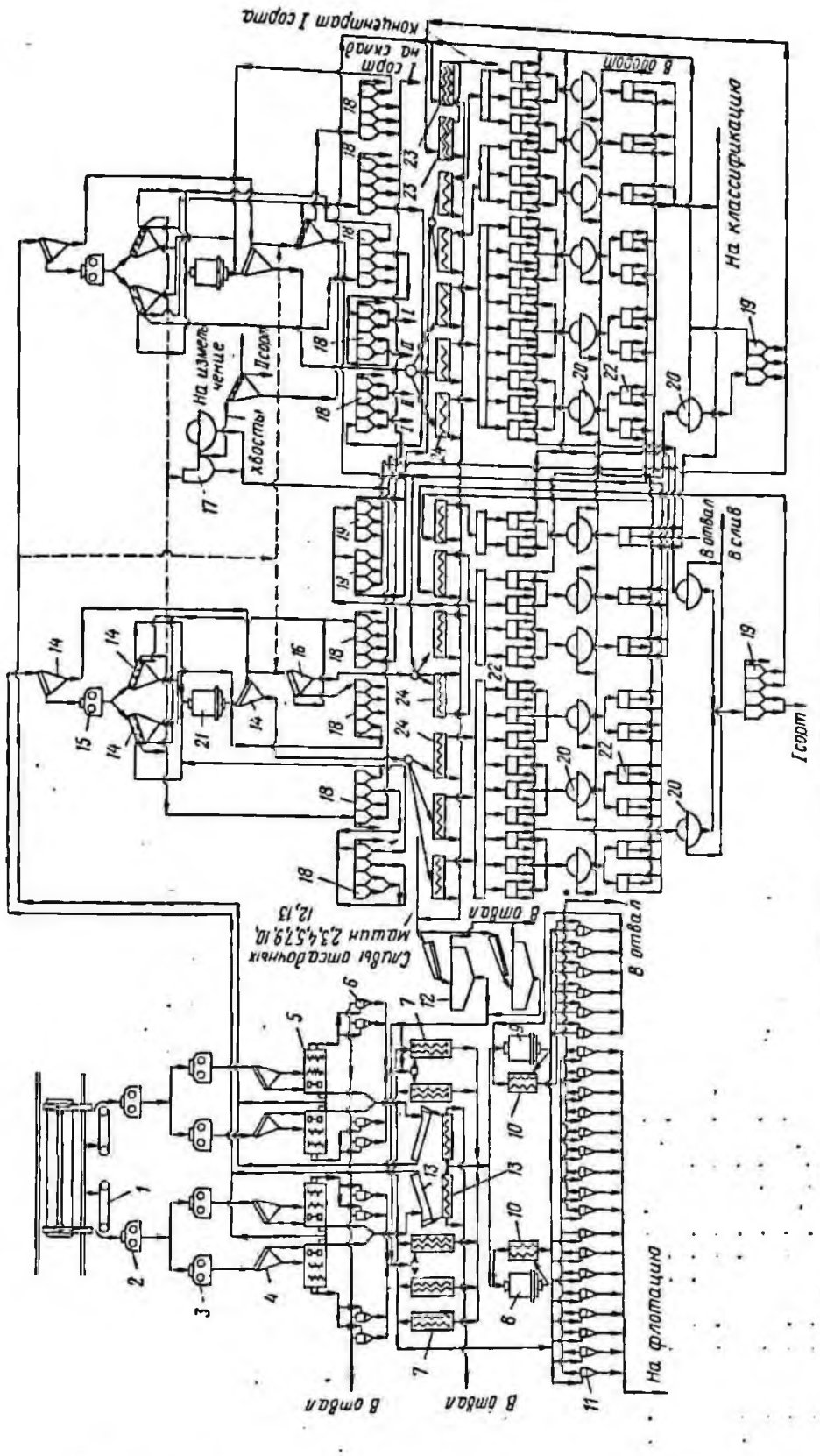


Рис. 189. Схема цепи аппаратов Грушевской фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1С-18-150 (2); *2* — двухвалковая зубчатая дробилка 1500 × 1200 мм (2); *3* — то же, ДДЗ-2м (4); *4* — вибрационный грохот ГВП-1А (4); *5* — машина промывочная «Эксцельсиор» (4); *6* — гидроциклон ГЦ-25 (8); *7* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (5); *8* — шаровая мельница с решеткой МШР-2100 × 3000 (1); *9* — то же, МШР-3200 × 3100 (1); *10* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24 (2); *11* — гидроциклон ГЦ-50 (23); *12* — сгуститель с периферическим приводом П-30 (2); *13* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-15 (4); *14* — грохот ГУП-2К (9); *15* — валковая дробилка 1500 × 600 мм (2); *16* — резонансный грохот ГРД-62 (2); *17* — беспоршневая отсадочная машина МБОМК-6 (1); *18* — отсадочная машина ОМТК-4 (10); *19* — то же, ОМТК-3 (3); *20* — обезвоживающий кольцевой элеватор (15); *21* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСД-1500 × 3000 (2); *22* — электромагнитный сепаратор 5СВК (48); *23* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-15 (2); *24* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-15 (12)

Химический состав марганцевой руды (селективная добыча с учетом разу

Продукт	Содер								
	$Mn_{общ}$	MnO_2	MnO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P
Руда:									
подземной добычи . .	29,6	39,4	6,1	4,4	23,1	4,0	2,4	2,3	0,253
Грушевского карьера .	28,6	35,6	7,9	3,8	30,8	4,0	2,9	1,8	0,279
всего по фабрике . . .	29,3	38,3	6,6	4,2	28,9	4,0	2,6	2,2	0,26
Концентрат:									
I сорта	44,2	53,8	13,1	2,11	15,9	1,27	1,78	1,04	0,223
II сорта	37,7	47,8	9,65	2,61	23,54	1,61	2,4	1,38	0,212
флотационный	44,8	56,1	12,0	1,95	10,4	1,17	3,64	1,63	0,303

* Содержание SO_3.
** Содержание H_2O расчетное.

Классы 40—10, 10—4 и 4—0 *мм* (4—1 *мм*) подвергаются отсадке с выделением концентратов I и II сортов.

Крупный класс +40 *мм* совместно с промпродуктами отсадки (работает на классе 40—10 *мм*) измельчаются в стержневых мельницах до крупности 4 *мм* и в дальнейшем обогащаются совместно с классом 4—0 *мм*.

Сливы промывочных машин после обесшламливания в гидроциклонах по классу 10 *мкм* классифицируются в двухспиральных классификаторах и совместно с измельченными песками классификаторов поступают на II стадию обесшламливания. Пески гидроциклонов после контактирования с реагентами поступают на основную окисную флотацию. Пенный продукт основной флотации после трехкратной перечистки, сгущения и обезвоживания на ленточных вакуум-фильтрах является готовым концентратом.

Технологические показатели работы Грушевской фабрики

Переработано руды (по сырому весу), тыс. *т*	2004,1
Получено концентрата, тыс. *т*:	
сорта А	1,97
I сорта	735,6
в том числе флотационного .	40
II сорта	253,5
III сорта	0,77
бессортного	1076,54
Выход концентрата, %:	
сорта А	0,09
I сорта	35,45
в том числе флотационного .	1,81
II сорта	13,02
III сорта	0,03
бессортного	48,59
Содержание марганца, %:	
в руде	28
в концентрате:	
сорта А	47,53
I сорта	44,42
в том числе флотационного	43,52
II сорта	37,05
III сорта	32,43
бессортном	42,44
в хвостах	14,35
Извлечение марганца в концентрат, %:	
I сорта	56,38
II сорта	17,27
бессортный	73,65
Влажность, %:	
руды	23,69
концентрата:	
сорта А	14,03
I сорта	15,47
в том числе флотационного	29,41
II сорта	16,6
III сорта	14,81
бессортного	15,78

Конечный концентрат железнодорожным транспортом направляется на отечественные заводы и на экспорт.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Грушевской фабрике на 1 *т*

	Концентрат	Исходное питание флотации
Электроэнергия, *квт·ч*	20,6	—
Вода, $м^3$:		
свежая	2,1	—
оборотная . . .	20,3	—
Эмульсол, *кг/т* . . .	—	9
Жидкое стекло, *кг/т*	—	1,2

боживания) и концентрата Грушевской фабрики Марганцевского ГОКа

Таблица 158

жание, %

P_2O_5	S	TiO_2	BaO	Na_2O	K_2O	$\Sigma_{щел}$	CO_2	O_2	H_2O	п. п. п.
0,55	0,04 *	—	0,04	—	—	3,3	2,6	—	6,7	9,3
0,61	0,08 *	—	—	—	—	2,4	2,6	—	7,4	10
0,57	0,05 *	—	0,03	—	—	3	2,6	—	6,9	9,5
—	0,022	0,096	—	0,55	1,54	—	1,36	9,89	4,96 **	11,8
—	0,021	0,111	—	0,59	1,6	—	1,98	8,78	4,47 **	11,5
—	0,039	1,96	—	0,75	1,76	—	3,74	10,3	3,98 **	13,6

Схема цепи аппаратов показана на рис. 189.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 159.

Хвосты фабрики самотеком транспортируются в хвостохранилище, расположенное в 2 км от фабрики. В дальнейшем для перекачки хвостов будет построена насосная станция. Осветленная вода из хвостохранилища полностью используется как оборотная.

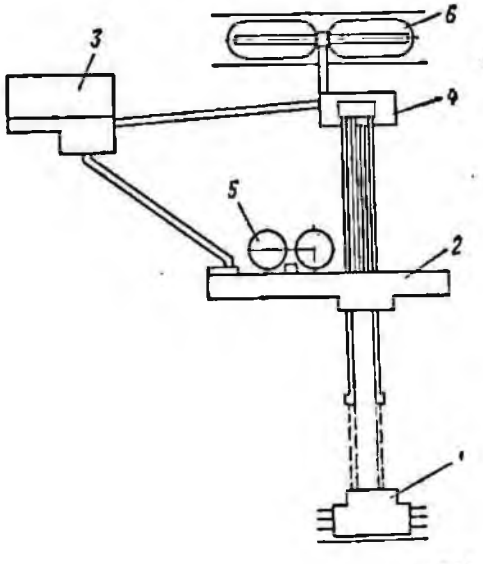
Схема сооружений фабрики и разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 190—193.

Таблица 159

Производительность основного оборудования Грушевской обогатительной фабрики

Оборудование	Производительность, т/ч
Дробилка:	
двухвалковая зубчатая 1500 × 1200 мм, 600 × × 700 мм	440
то же, ДДЗ-2м	200
валковая 1500 × 600 мм	160
Мельница шаровая с решеткой:	
МШР-2100 × 3000 . . .	18 по сухой руде
МШР-3100 × 3200 . . .	45 по сухой руде
Машина:	
промывочная МБ . . .	100
отсадочная МБОМК-6	100
Сепаратор электромагнитный 5СВК	5

Рис. 190. Схема сооружений Грушевской фабрики: *1* — корпус приема и крупного дробления; *2* — то же, промывки и флотации; *3* — то же, фильтрования и склад мелкого концентрата; *4* — то же, главный; *5* — сгуститель; *6* — склад крупного концентрата



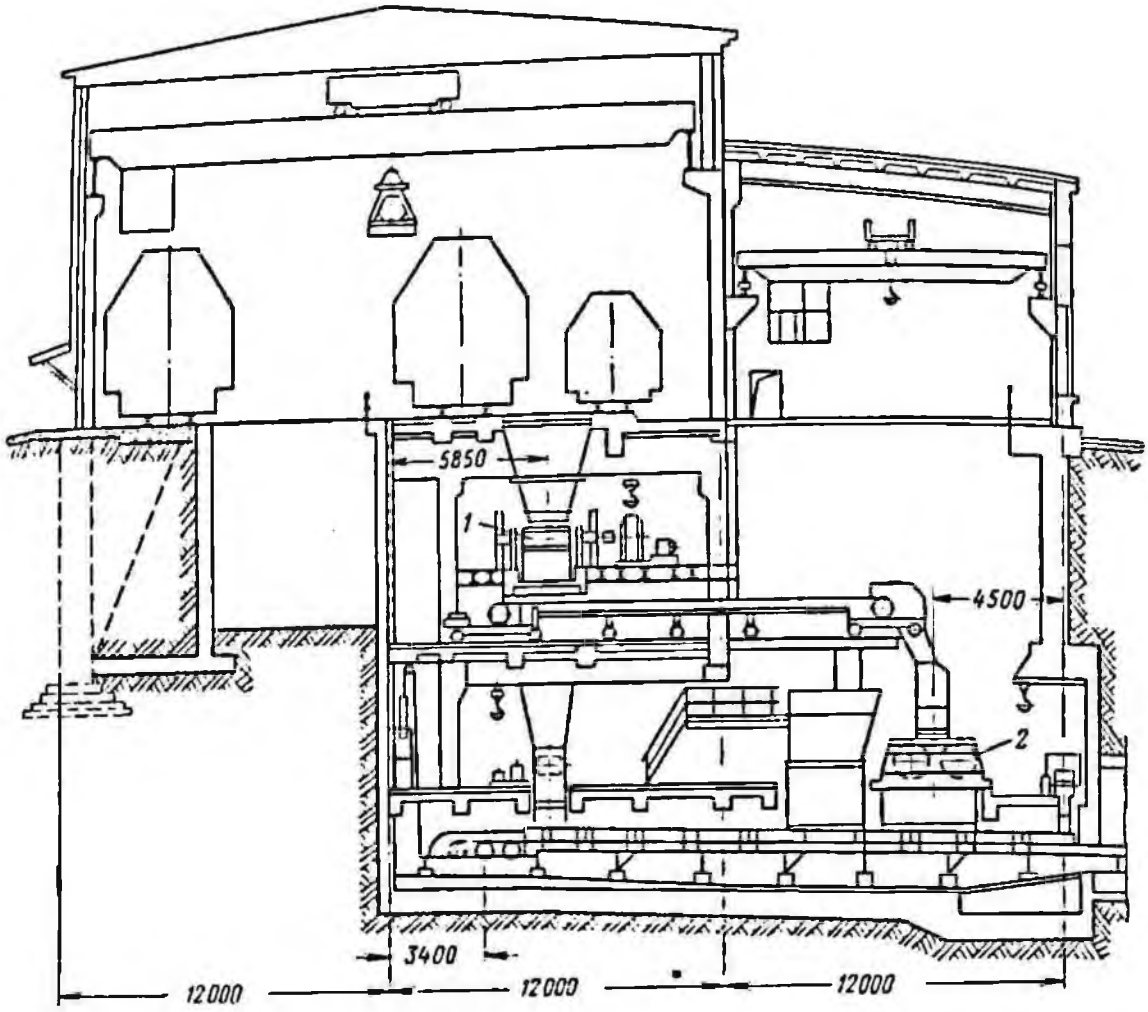


Рис. 191. Корпус приема и крупного дробления Грушевской фабрики:
1 и *2* — см. рис. 189

§ 24. Фабрики для обогащения марганцевых руд Чиатурского района (г. Чиатура ГССР)

Чиатурское марганцевое месторождение находится в бассейне среднего течения р. Квирилы.

Рудоносный горизонт промышленной мощностью 2—5 *м* сложен серией рудных слоев, перемежающихся с рыхлыми кремнисто-глинистыми слоями. Число рудных слоев от 3 до 15, а мощность их — от нескольких сантиметров до 30—50 *см*.

Месторождение представлено первично-окисными (52%), карбонатными (32,2%), окисленными (14,8%) рудами и марганцевыми песчаниками (1%).

В окисных рудах содержится от 24,6 до 37,5% Mn и от 0,107 до 0,176% P, в карбонатных рудах от 20,2 до 22% Mn и от 0,11 до 0,22% P, в окисленных — от 26,3 до 38% Mn и от 0,114 до 0,42% P, в песчаниках среднее содержание марганца 16,3%.

По всему месторождению в среднем содержится от 22 до 33,8% Mn.

Окисные руды представлены большей частью зернисто-оолитовой и кусковой рудой с песчано-кремнистым цементом и частично марганцовисто-землистой массой. Главные рудные минералы окисной руды: пиролюзит, псиломелан, манганит, вернадит и рансьенит. Коэффициент крепости 1,6—2, плотность 2,3—3,3 *т/м*³, объемный вес 1,9—3,1 *т/м*³.

Карбонатные руды представлены манганокальцитом, кальциевым родохрозитом и родохрозитом. Коэффициент крепости 3—5, плотность 2,5—3,2 *т/м*³, объемный вес 2—3 *т/м*³.

Окисленные руды (легкопористые) образовались в результате окисления карбонат-

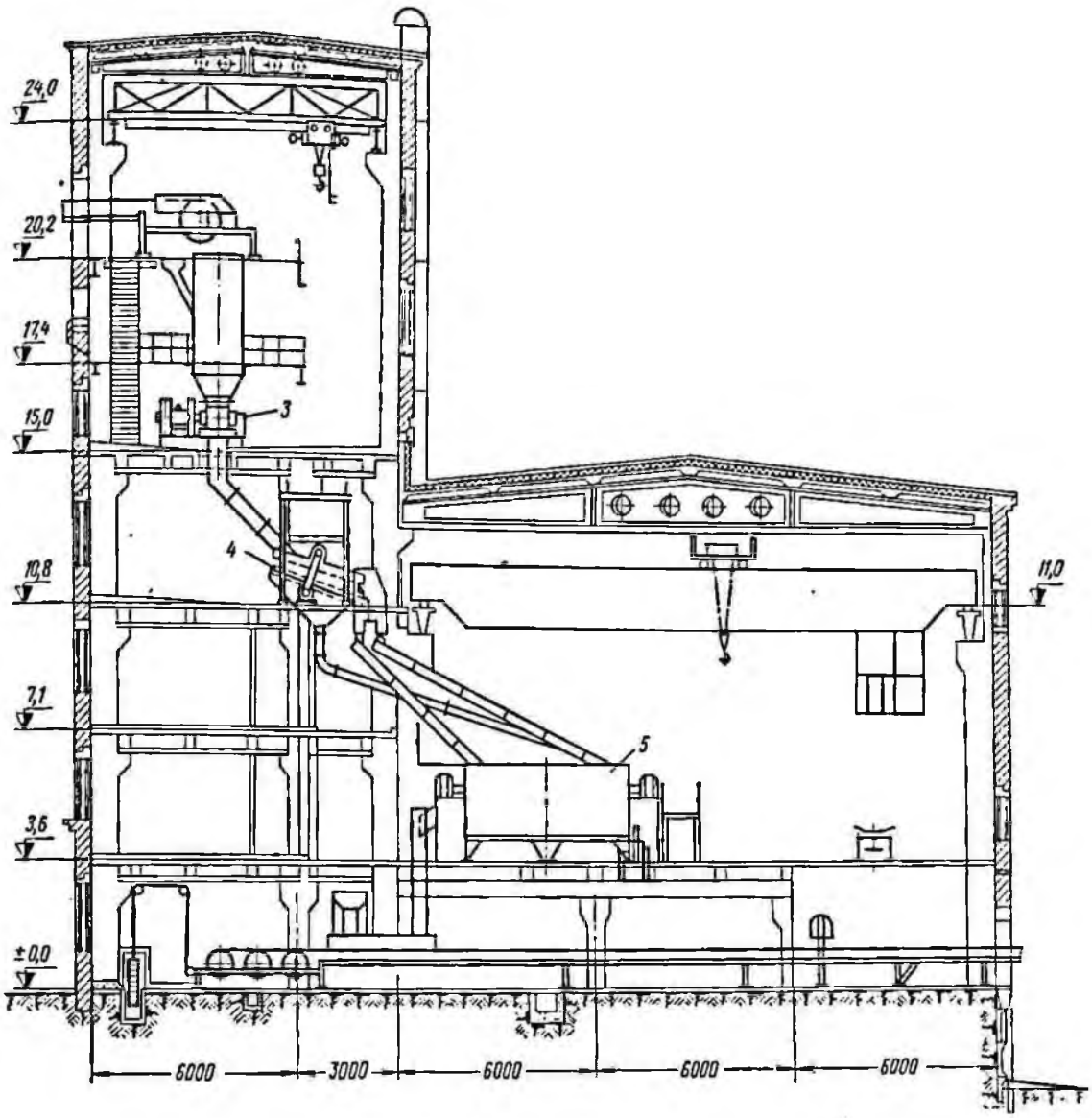


Рис. 192. Корпус промывки и флотации Грушевской фабрики:
3—5 — см. рис. 189

ных руд. Они отличаются пористой ноздревато-кавернозной структурой, большим объемным весом и неоднородным химическим составом. Коэффициент крепости руд 2—4, плотность 3—3,5 *т/м*³, объемный вес 1,7—1,8 *т/м*³.

Окисные руды месторождения характеризуются высоким содержанием марганца и низким содержанием фосфора. Получаемые из руд концентраты I сорта с содержанием 49,3—49,9% Mn и 0,162—0,196% P используются для выплавки стандартных ферромарганцевых сплавов в одну стадию.

На месторождении работает восемь обогатительных фабрик. Принципиальные технологические схемы фабрик, обогащающих руды, очень близки, поэтому описывается только часть фабрик Чиатурского района.

Центральная обогатительная фабрика ЦОФ II

Фабрика, расположенная на одной площадке с ЦОФ-I и связанная с ней галереей, предназначена для обработки руд нагорья Итхвиси рудоуправления Итхвиси-Новый.

Основные типы марганцевых руд нагорья Итхвиси окисные, карбонатные и малоокисные.

Главные рудные минералы представлены манганитом, псиломеланом, родохрозитом

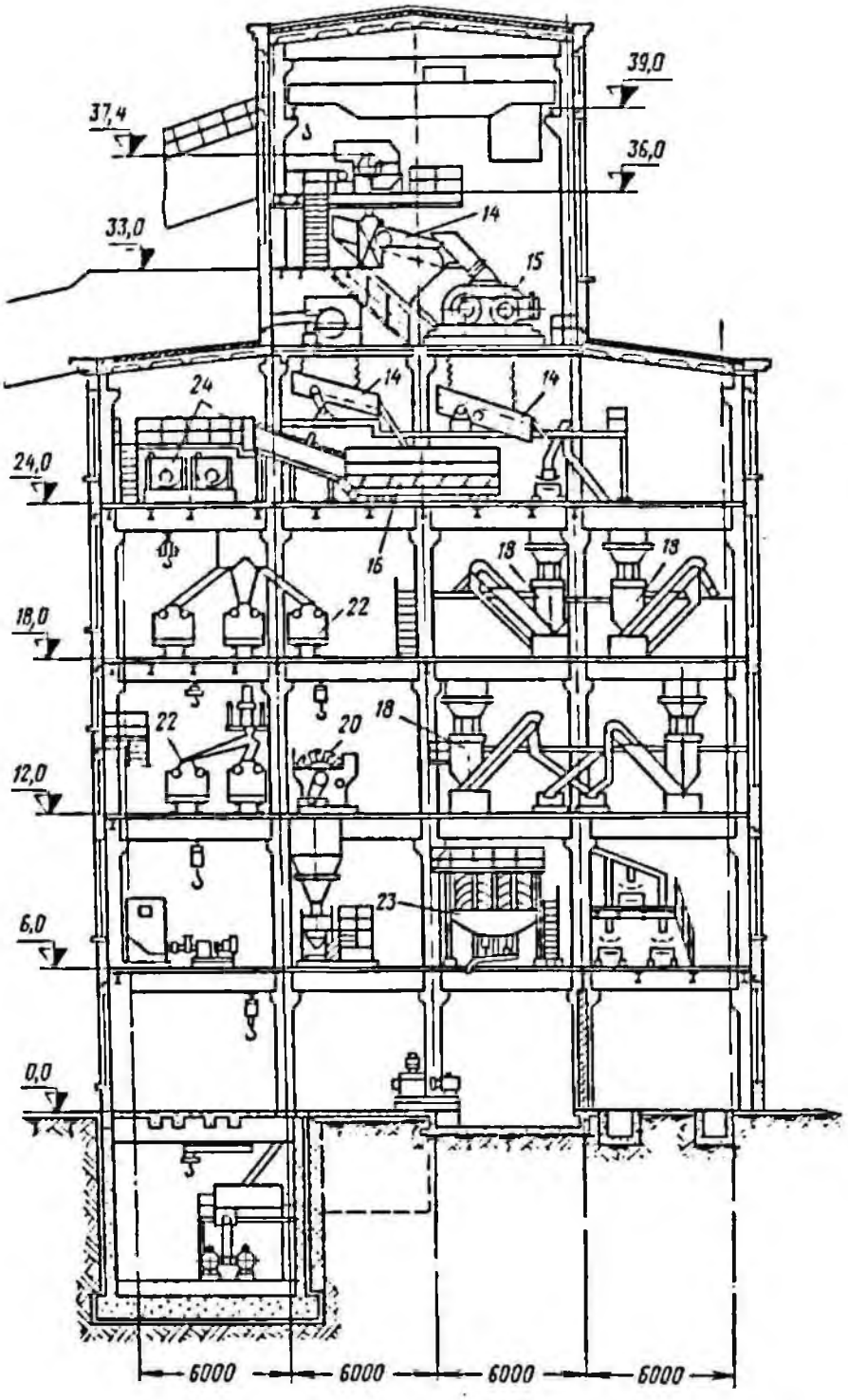


Рис. 193. Главный корпус Грушевской фабрики:
14—16, 18, 20, 22—24 — см. рис. 189

и манганокальцитом, нерудные — полевым шпатом и кварцем.

На фабрику поступает в основном руда смешанного типа химического состава: 20,1% Mn; 15,5% MnO_2; 35,3% SiO_2; 0,149% P; 4,5% CaO; 2,16% Fe_2O_3; 0,169% S, 2,7% Al_2O_3.

Добыча руды ведется открытым и подземным способами. Максимальная крупность кусков руды 400 *мм*.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1957 г. и состоит из двух секций. Руда на фабрику с рудника доставляется по канатной воздушной дороге на расстояние 1 *км*.

Фабрика работает по пятидневной рабочей неделе в три смены по 7 *ч* с двумя выходными днями.

Руда обогащается по технологической схеме (рис. 194), включающей дробление, промывку, грохочение и отсадку.

Химический состав продуктов обогащения приведен в табл. 160.

Технологические показатели работы ЦОФ II

Переработано руды, тыс. *т* . .	1371
Получено, тыс. *т*:	
окисного концентрата I сорта	158,6
то же, II сорта	70,2
промпродукта	76,9
Содержание марганца, %:	
в руде	17,8
в окисном концентрате I сорта	49,3
то же, II сорта	45,1
в промпродукте	20,2
Влажность продуктов обогащения, %	10,5

Готовая продукция из бункеров главного корпуса отгружается в железнодорожные вагоны и отправляется потребителю.

На 1 *т* руды расходуется 9,77 *квт·ч* электроэнергии, 11,3 $м^3$ воды, в том числе оборотной.

Схема цепи аппаратов корпуса дробления и главного корпуса показана на рис. 195.

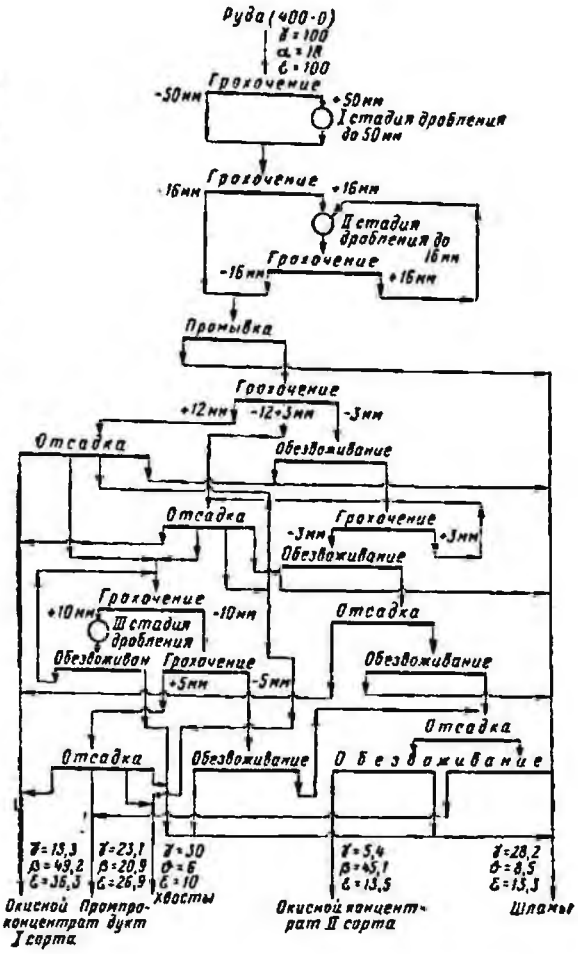


Рис. 194. Технологическая схема обогащения ЦОФ II

Производительность основного оборудования приведена в табл. 161.

Хвосты фабрики через погрузочные бункера по воздушной канатной дороге отправляются в отвал, а шламы фабрики самотеком направляются в сгустители.

Таблица 160

Химический состав продуктов обогащения ЦОФ II

Продукт	Содержание, %							
	Mn	MnO_2	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO_4	P	S
Концентрат окисный:								
I сорта	48,6	42,7	1,2	10,6	1,4	2,8	0,17	0,178
II сорта	45,6	37,1	1,28	13,3	1,44	3,5	0,169	0,181
Промпродукт	22,6	13,6	2,1	29,7	2,54	8,0	0,17	0,18

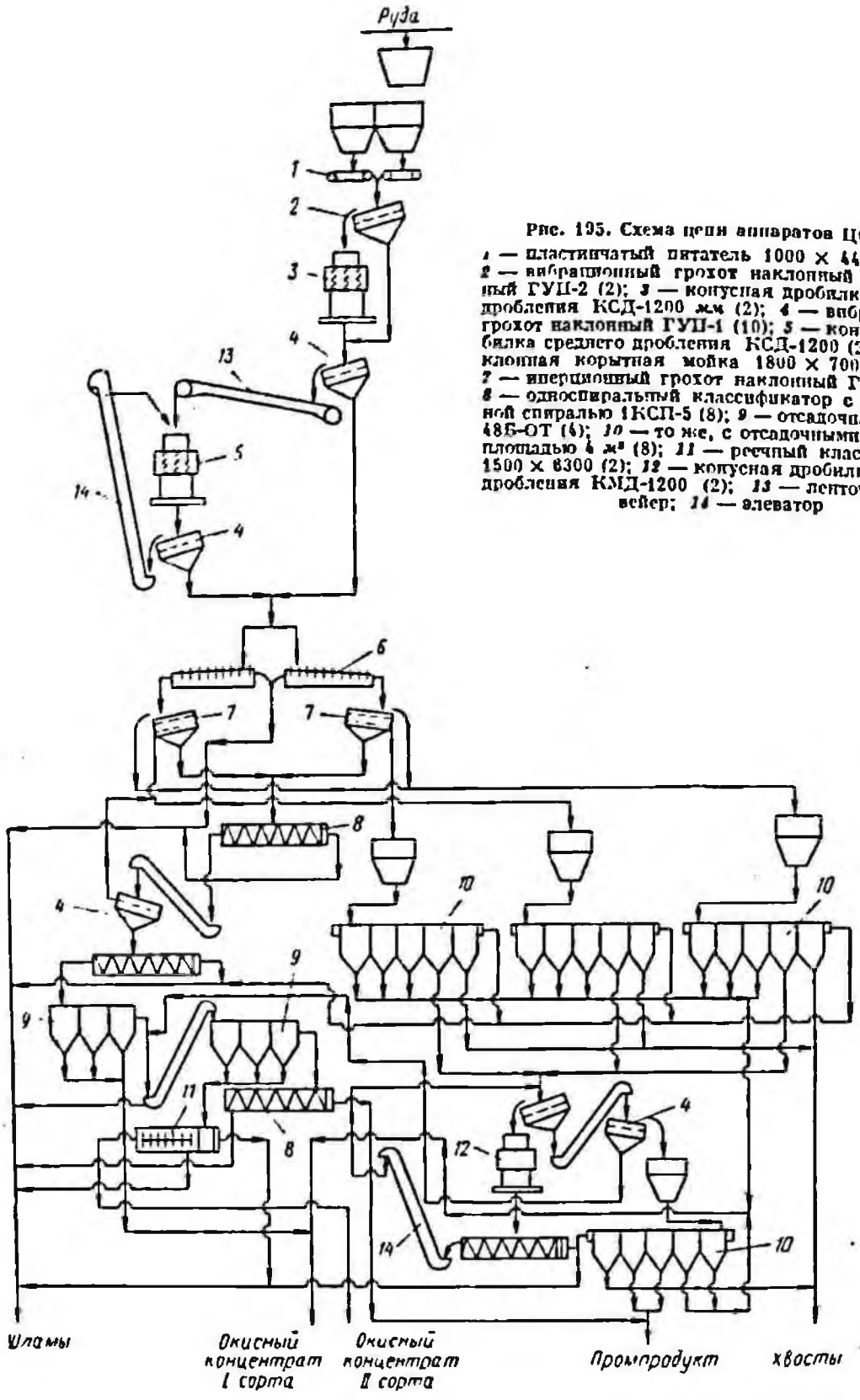


Рис. 135. Схема цепи аппаратов ЦОФ II:

1 — пластинчатый питатель 1000 × 4400 мм (2); *2* — вибрационный грохот наклонный односитный ГУП-2 (2); *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200 мм (2); *4* — вибрационный грохот наклонный ГУП-1 (10); *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200 (2); *6* — наклонная корытная мойка 1800 × 7000 мм (4); *7* — инерционный грохот наклонный ГИЛ-42 (4); *8* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-5 (8); *9* — отсадочная машина 4БЗ-ОТ (4); *10* — то же, с отсадочными решетами площадью 6 м² (8); *11* — песчный классификатор 1500 × 6300 (2); *12* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-1200 (2); *13* — ленточный конвейер; *14* — элеватор

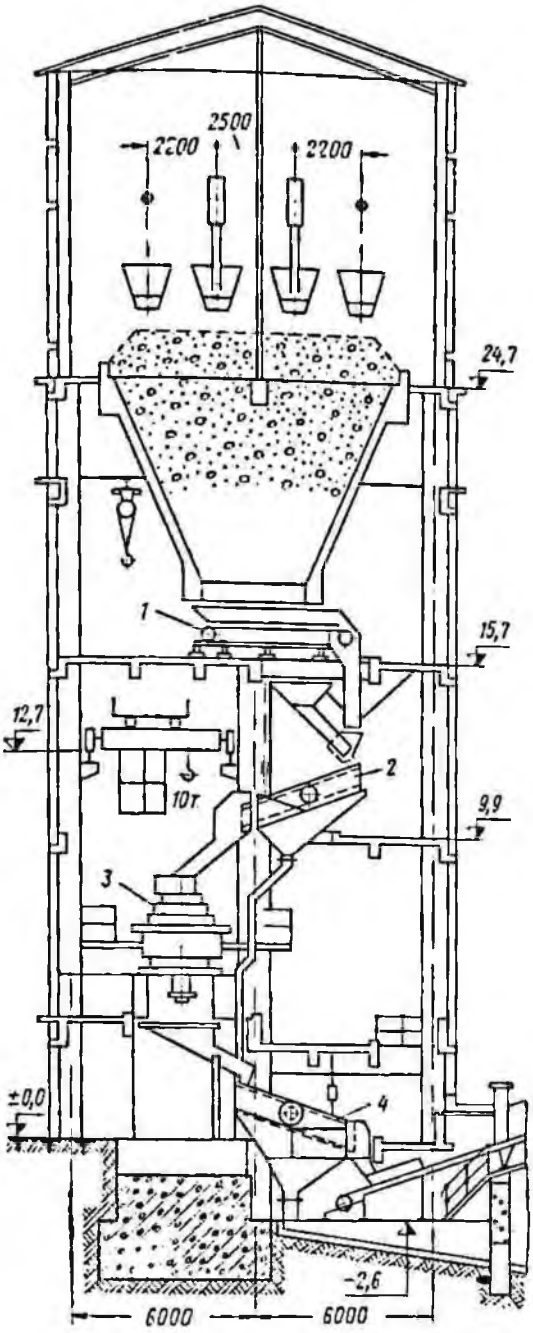


Рис. 196. Корпус дробления ЦОФ II:
1—4 — см. рис. 195

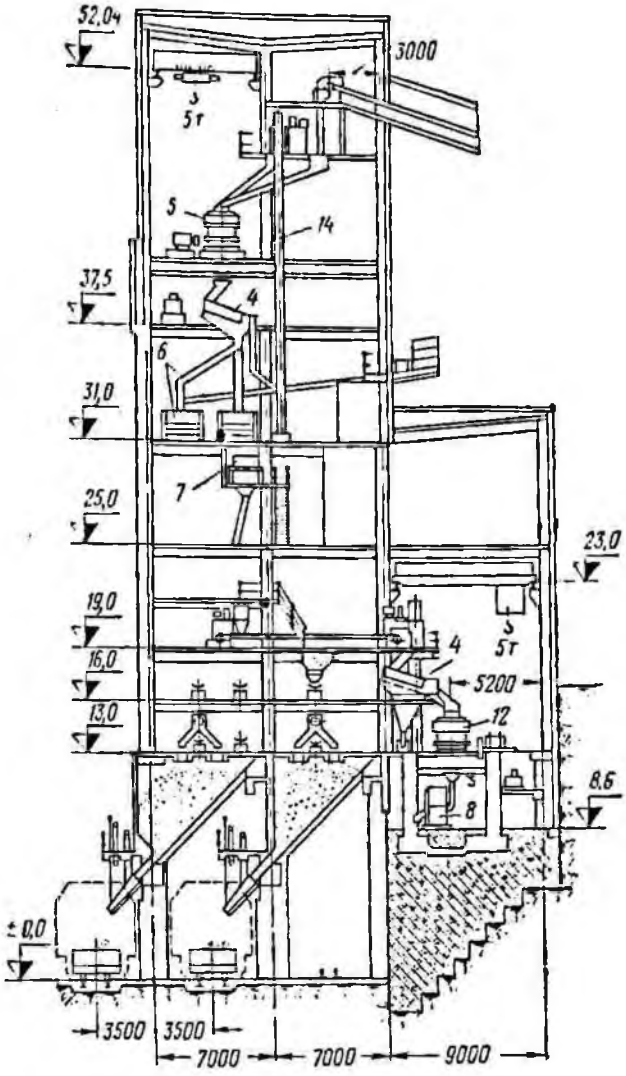


Рис. 197. Главный корпус ЦОФ II:
4—8, *12* и *14* — см. рис. 195

Слив сгустителей используется в качестве оборотной воды, сгущенный продукт через пульпонасосную станцию подается на дообогащение на Центральную флотационную фабрику.

Разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 196 и 197.

Новая обогатительная фабрика Дарквети (НОФ «Дарквети»)

Фабрика обогащает руды нагорья Дарквети и северной части нагорья Итхвиси.

Марганцевые руды нагорий Дарквети и Итхвиси представлены окисными, карбонатными и окисленными рудами. Основными рудными минералами являются манганит, псиломелан, реже встречаются пиролюзит, родохрозит и манганокальцит. Нерудные минералы — полевой шпат и кварц.

На фабрику поступает в основном руда смешанного типа следующего химического состава: 20,9% Mn; 14,7% MnO_2; 34,9% SiO_2; 0,167% P; 5,83% CaO; 2,33% Fe_2O_3; 0,25% S; 2,7% Al_2O_3; 11,4% влаги.

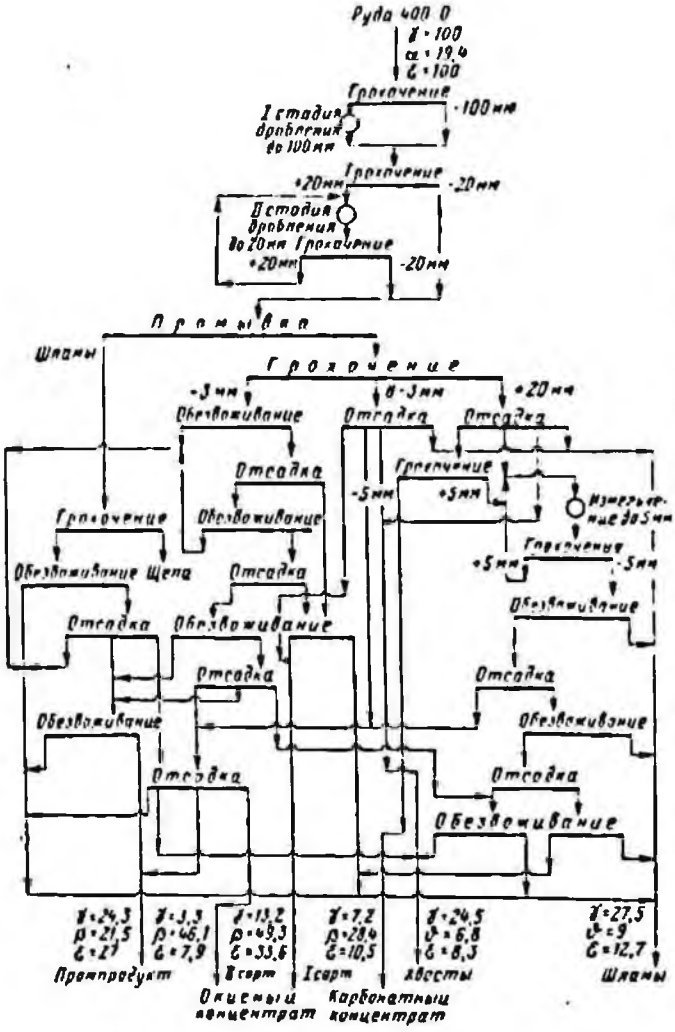
Таблица 161

Производительность основного оборудования ЦОФ II

Оборудование	Производительность, т/ч
Дробилка конусная мелкого дробления КМД-1200 . . .	8
Грохот инерционный наклонный ГИЛ-42	45
Мойка корытная наклонная 1800 × 7000 мм	55
Машина отсадочная:	
площадью 4 м²	20
48Б-ОТ	12

Примечание. Удельная производительность отсадочной машины с решетами площадью 4 м² 5 т/м²·ч, 48Б-ОТ 4,5 т/м²·ч.

Рис. 198. Технологическая схема обогащения НОФ «Даркветн»



Добыча руды ведется как подземным, так и открытым способами. Максимальная крупность куска 400 мм.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1961 г. Она состоит из двух секций. Руда с рудника на фабрику доставляется по канатной дороге и автомашинами на расстояние 2 км.

Фабрика работает по пятидневной рабочей неделе в три смены по 7 ч с двумя выходными днями.

Технологическая схема обработки марганцевой руды на фабрике (рис. 198) включает дробление, промывку, грохочение и отсадку руды.

Технологические показатели работы НОФ «Даркветн»

Переработано руды, тыс. т . .	1267,4
Получено, тыс. т:	
окисного концентрата I сорта	157
то же, II сорта	38,6
карбонатного концентрата	61,4
промежуточного продукта	317,2
Содержание марганца, %:	
в руде	19,2
в окисном концентрате I сорта	49,3
то же, II сорта	46,1
в карбонатном концентрате	28,4
в промпродукте	21,5
Влажность продуктов обогащения, %	10

Химический состав продуктов обогащения приведен в табл. 162.

Готовая продукция из погрузочных бункеров главного корпуса отгружается в железнодорожные вагоны и отправляется потребителю.

На 1 т руды расходуется 10,28 квт·ч электроэнергии, 12,6 м³ воды (в том числе оборотной).

Схема цепи аппаратов корпуса дробления, промывки и главного корпуса показана на рис. 199.

Удельная производительность основного оборудования приведена в табл. 163.

Хвосты фабрики из главного корпуса по канатной дороге отправляются в отвал, а шламы самотеком направляются в сгустители. Слив сгустителей используется в качестве оборотной воды, сгущенный продукт через пульпонасосную станцию подается на Центральную флотационную фабрику.

Разрезы корпусов фабрики показаны на рис. 200—202.

Пероксидная фабрика (ПЕРОФ)

Фабрика предназначена для обогащения пиролюзитовых руд нагорья Зеда-Рган.

Марганцевая руда главным образом состоит из пиролюзита, который встречается

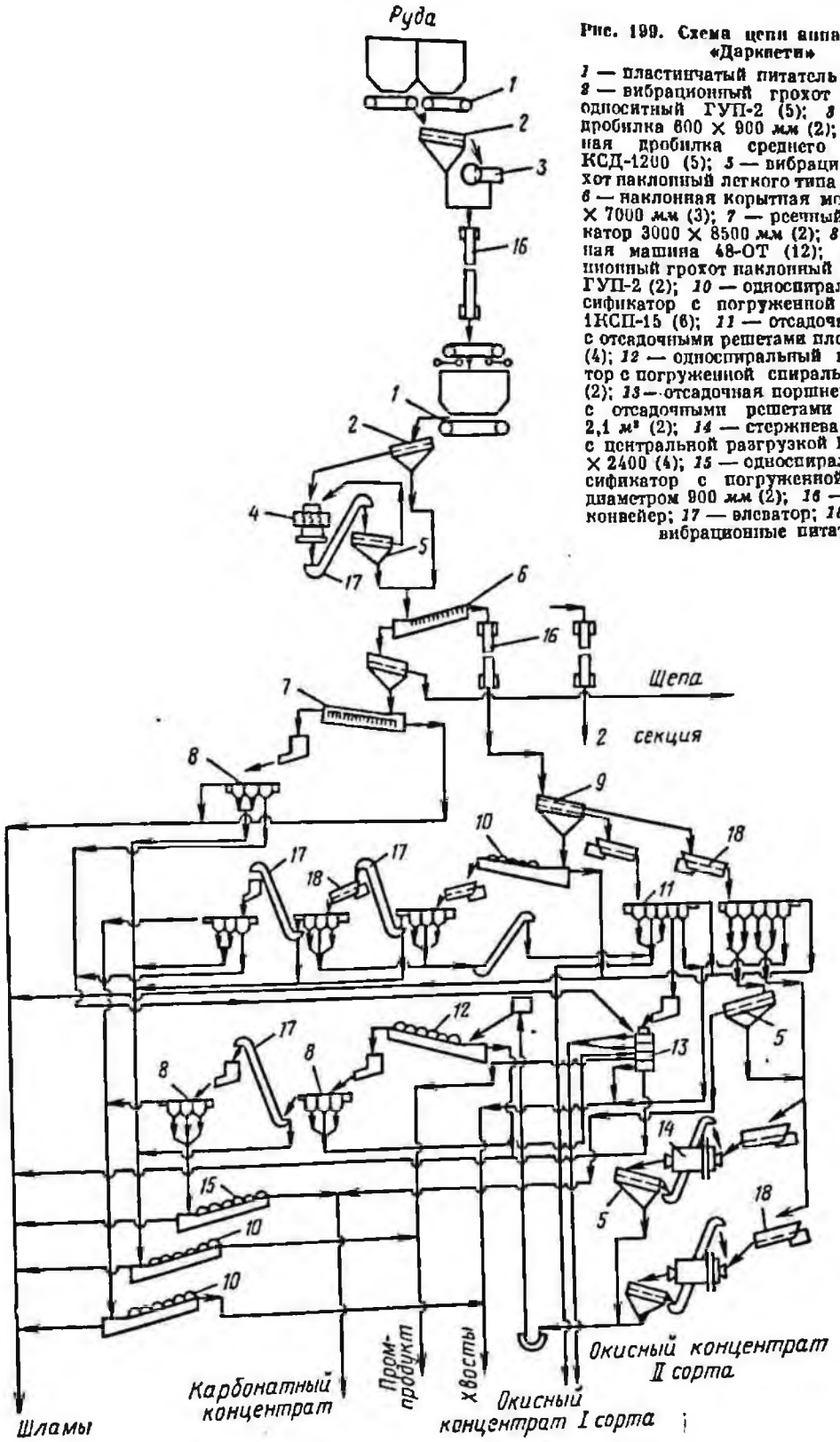


Рис. 199. Схема цепи аппаратов НОФ «Даркпети»

1 — пластинчатый питатель 3-10-30 (7); *2* — вибрационный грохот наклонный односитный ГУП-2 (5); *3* — щековая дробилка 600 × 900 *мм* (2); *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200 (5); *5* — вибрационный грохот наклонный легкого типа ГВП-1 (12); *6* — наклонная корытная мойка 1800 × × 7000 *мм* (3); *7* — реечный классификатор 3000 × 8500 *мм* (2); *8* — отсадочная машина 4В-ОТ (12); *9* — вибрационный грохот наклонный двухситный ГУП-2 (2); *10* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-15 (6); *11* — отсадочная машина с отсадочными решетами площадью 4 $м^2$ (4); *12* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-12 (2); *13* — отсадочная поршневая машина с отсадочными решетами площадью 2,1 $м^2$ (2); *14* — стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ-1200 × × 2400 (4); *15* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью диаметром 900 *мм* (2); *16* — ленточный конвейер; *17* — элеватор; *18* — электровибрационные питатели

Таблица 162

Химический состав продуктов обогащения ЦОФ «Дарквети»

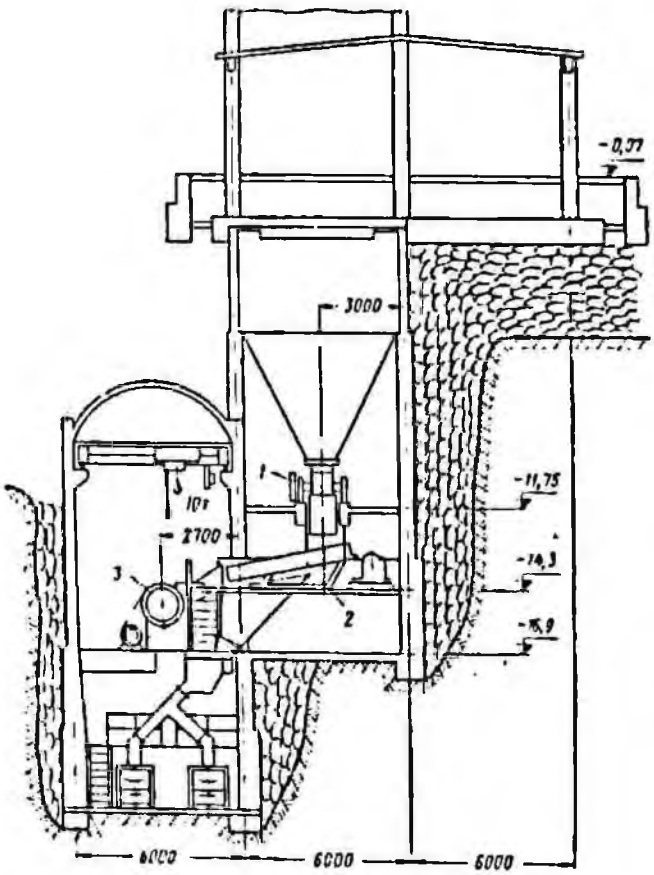
Продукт	Содержание, %							
	Mn	MnO_2	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	P	S
Концентрат:								
окисный I сорта	49,2	45,9	1,33	9,8	1,36	2,54	0,17	0,231
окисный II сорта	45,1	40,5	1,4	13,7	1,34	3,6	0,168	0,231
карбонатный	28,1	13,7	2,18	18,5	1,6	9,11	0,16	0,252
Промпродукт	22,4	13,6	2,14	29,3	2,6	8,25	0,16	0,245

в разнообразных формах (чаще в форме оолитов).

Кроме пиролюзита, в рудах встречаются псиломелан и манганит. Перудные минералы представлены кварцем и глинистыми разностями.

Рис. 200. Корпус крупного дробления НОФ «Дарквети»:

1—8 — см. рис. 199



На фабрику поступает руда химического состава: 30,1% Mn; 41,4% MnO_2; 32,9% SiO_2; 0,193% P; 2,6% CaO; 1,63% Fe_2O_3; 0,193% S; 1,99% Al_2O_3; 13,5% влаги.

Добыча руды ведется как подземным, так и открытым способами. Максимальная крупность кусков 400 *мм*.

Фабрика введена в эксплуатацию в 1940 г. Руда с рудника на фабрику доставляется по воздушной канатной дороге.

Фабрика работает по пятидневной рабочей неделе в две смены по 8 ч с двумя выходными днями.

Таблица 163

Удельная производительность основного оборудования НОФ «Дарквети»

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка:		
щековая 600 × 900 *мм*	*т/ч*	40
конусная среднего дробления КСД-1200	*т/ч*	34
Грохот наклонный вибрационный легкого типа ГВП-1	*т/ч*	34
Мельница стержневая с центральной разгрузкой МСЦ-1200 × 2400 .	*т/м³·ч* по руде	3,6
Машина отсадочная:		
площадью 4 *м²*	*т/м²·ч*	5
то же, 2,1 *м²* . . .	*т/м²·ч*	5
48-ОТ	*т/м²·ч*	5,9

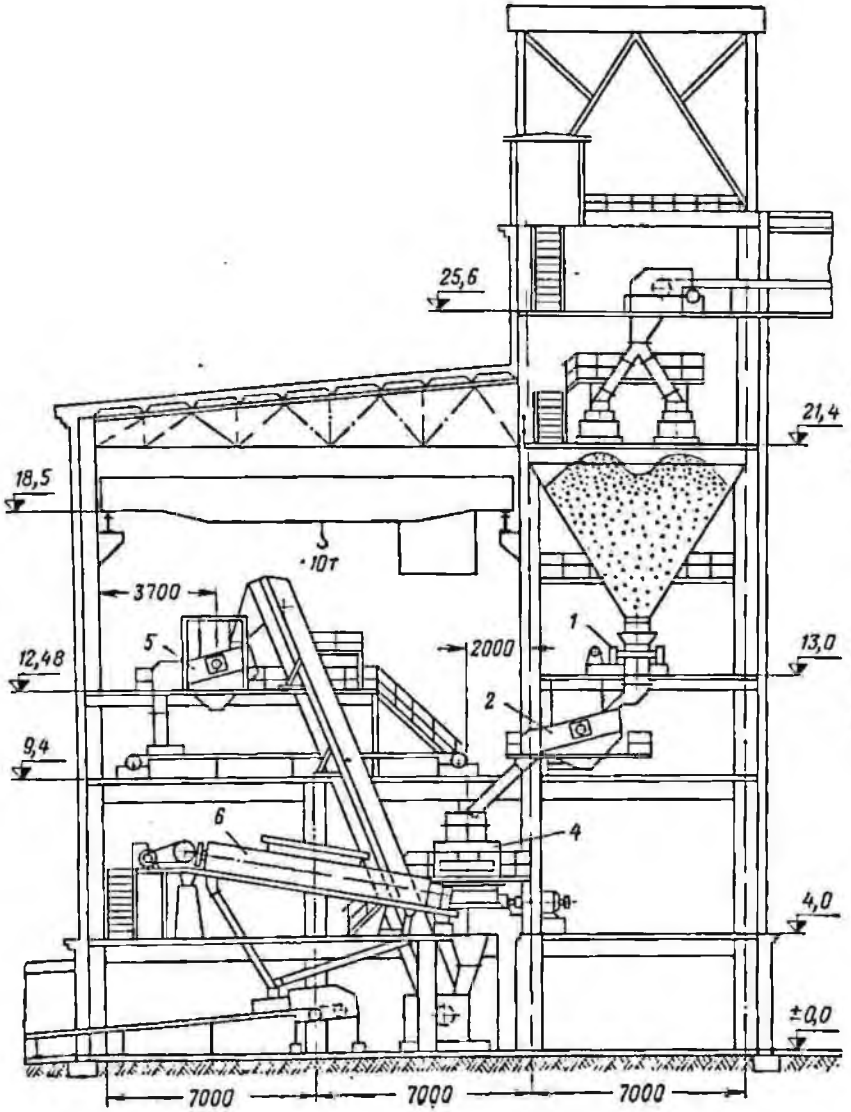


Рис. 201. Корпус среднего дробления и промывки НОФ «Дарквети»:

1, 2, 4—6 — см. рис. 199

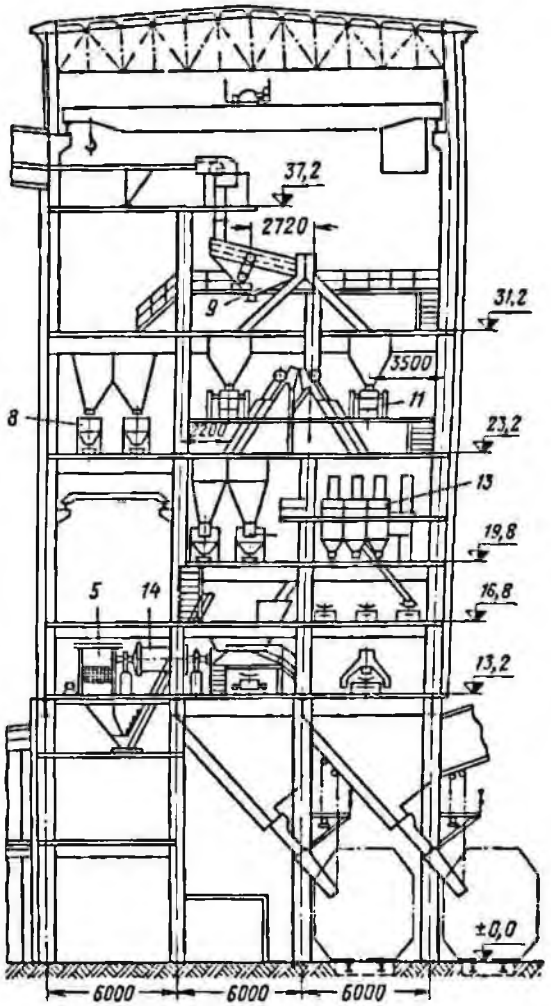


Рис. 202. Главный корпус НОФ «Дарквети»:

5, 8, 9, 11, 13 и *14* — см. рис. 199

Таблица 164

Химический состав продуктов обогащения ПЕРОФ

Продукт	Содержание, %							
	Mn	MnO_2	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	P	S
Пероксидный концентрат:								
I сорта	57,8	87,7	0,6	2,0	1,34	2,03	0,202	0,148
II сорта	56,0	85,3	0,63	4,0	1,43	2,11	0,205	0,17
III сорта	51,7	77,8	0,79	7,6	1,62	2,72	0,211	0,195
Промпродукт	23,3	32,6	1,8	36,7	1,94	3,12	0,205	0,223

Технологическая схема обогащения (рис. 203) включает дробление, промывку, грохочение и отсадку руды.

При обогащении мелких классов руды (мельче 12 *мм*) выделяются богатые концентраты с содержанием до 88% MnO_2 — пероксид, применяемый в химическом производстве.

Технологические показатели работы ПЕРОФ

Переработано руды, тыс. *т* . .	281,3
Получено, тыс. *т*:	
пероксидного концентрата I сорта	15,3
то же, II сорта	26,2
то же, III сорта	23,1
промпродукта	91

Таблица 165

Производительность основного оборудования ПЕРОФ

Оборудование	Производительность, *т/ч*
Дробилка:	
щековая 600 × 900 *мм* . .	15
конусная среднего дробления КСД-900	13
Грохот вибрационный наклонный ГУП-1	70
Барабан промывочный 1800 × × 5500 *мм*	70
Машина отсадочная:	
поршневая с отсадочными решетами площадью 2,1 $м^2$	8
ОВМ-5	10

Примечание. Удельная производительность отсадочной поршневой машины с решетами площадью 2,1 $м^2$ равна 4 $т/м^2 \cdot ч$, ОВМ-5 — 5 $т/м^2 \cdot ч$.

Содержание марганца, %:

в руде	30,6
в пероксидном концентрате I сорта	58
то же, II сорта	56,3
то же, III сорта	55,1
в промпродукте	22,8
Влажность продуктов обогащения, %	8

Химический состав продуктов обогащения приведен в табл. 164.

Готовая продукция из погрузочных бункеров главного корпуса отгружается в железнодорожные вагоны и отправляется потребителю.

На 1 *т* руды расходуется 8,2 *квт·ч* электроэнергии, 5,9 $м^3$ воды.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 204.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 165.

Шламы фабрики самотеком поступают в пульпонасосную станцию и насосами подаются на Центральную флотационную фабрику.

Центральная флотационная фабрика ЦФФ

Фабрика обогащает марганцевые шламы, поступающие с обогатительных фабрик треста, методом селективной флотации.

Марганцевые минералы в шламах представлены окисными разновидностями — пиролюзитом, псиломеланом и манганитом, карбонаты марганца — манганокальцитом, нерудные минералы — кварцем и полевым шпатом.

Химический состав шламов, поступающих на фабрику: 12,07% Mn; 10,82 MnO_2; 6,76% MnO; 47,42% SiO_2; 4,09% CaO; 0,51% MgO; 3,62% Al_2O_3; 2,96% Fe_2O_3; 0,163% P, 0,97% BaO; 12,14% п. п. п. Плотность шламов 2,7 $т/м^3$.

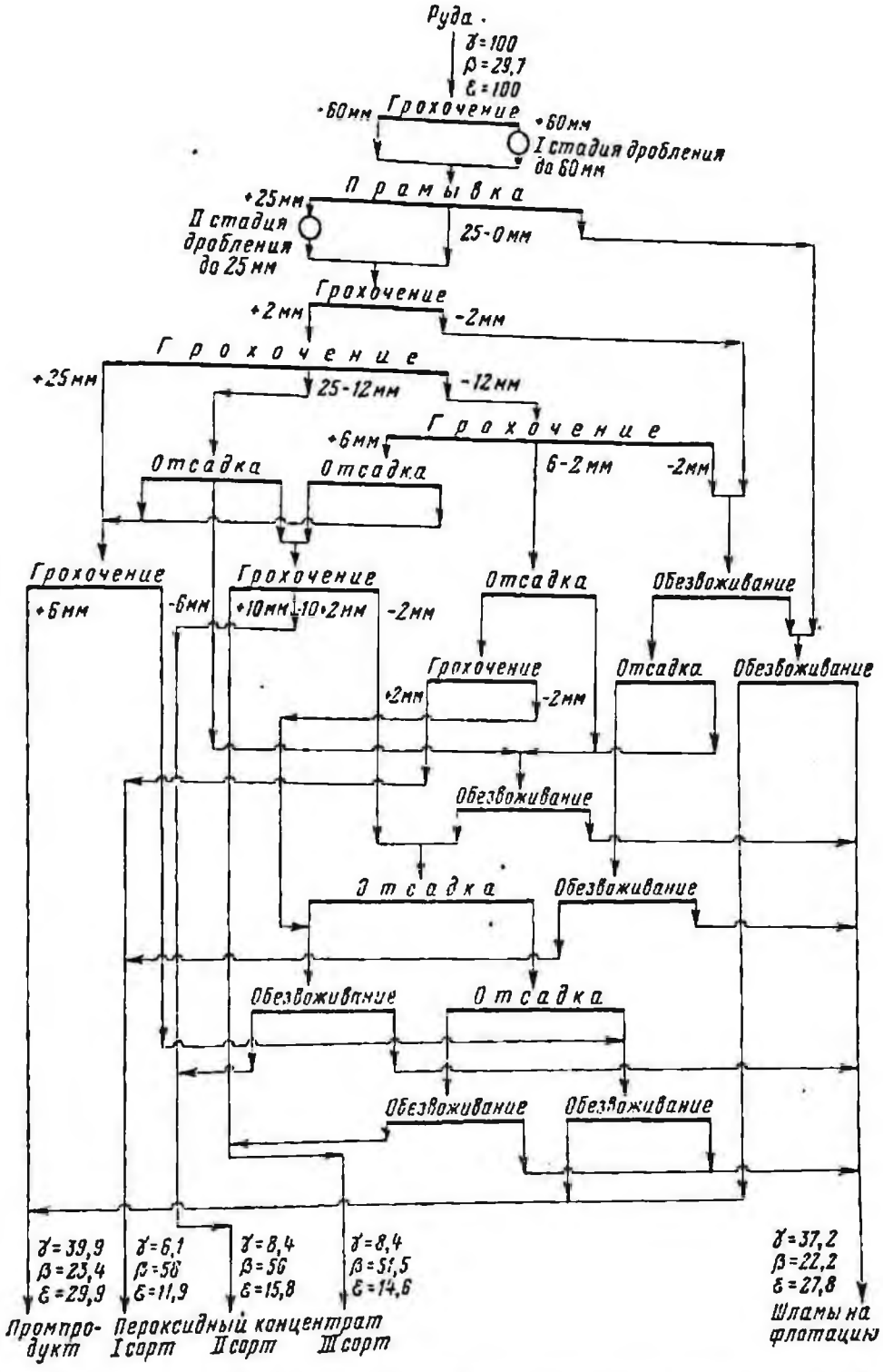


Рис. 203. Технологическая схема обогащения ПЕРОФ

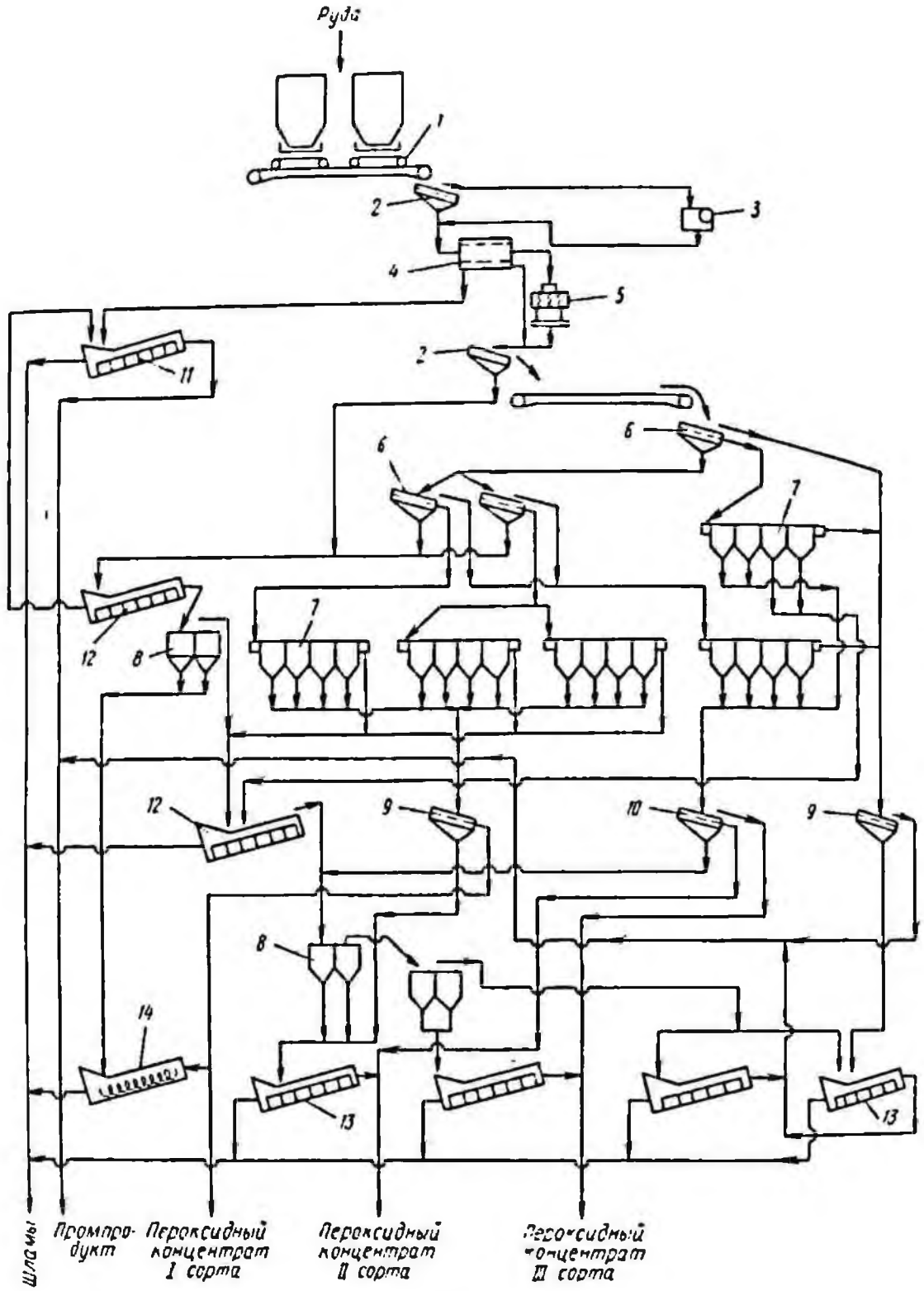


Рис. 204. Схема цепи аппаратов ПЕРОФ:

1 — пластинчатый питатель 3-10-40 (2); *2* — вибрационный грохот наклонный ГУП-1 (2); *3* — щековая дробилка 450 × 600 *мм* (1); *4* — промывочный барабан 1800 × 5500 *мм* (1); *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-900 (1); *6* — вибрационный грохот наклонный ГУП-2 (3); *7* — отсадочная поршневая машина с отсадочными решетами площадью 2,1 м² (5); *8* — отсадочная машина ОВМ-5 (3); *9* — вибрационный грохот 700 × 2500 *мм* (2); *10* — то же, 1000 × 2500 *мм* (1); *11* — реечный классификатор 3000 × 8500 *мм* (1); *12* — то же, 1400 × 5500 *мм* (2); *13* — то же, 700 × × 4500 *мм* (4); *14* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСН-5 (1)

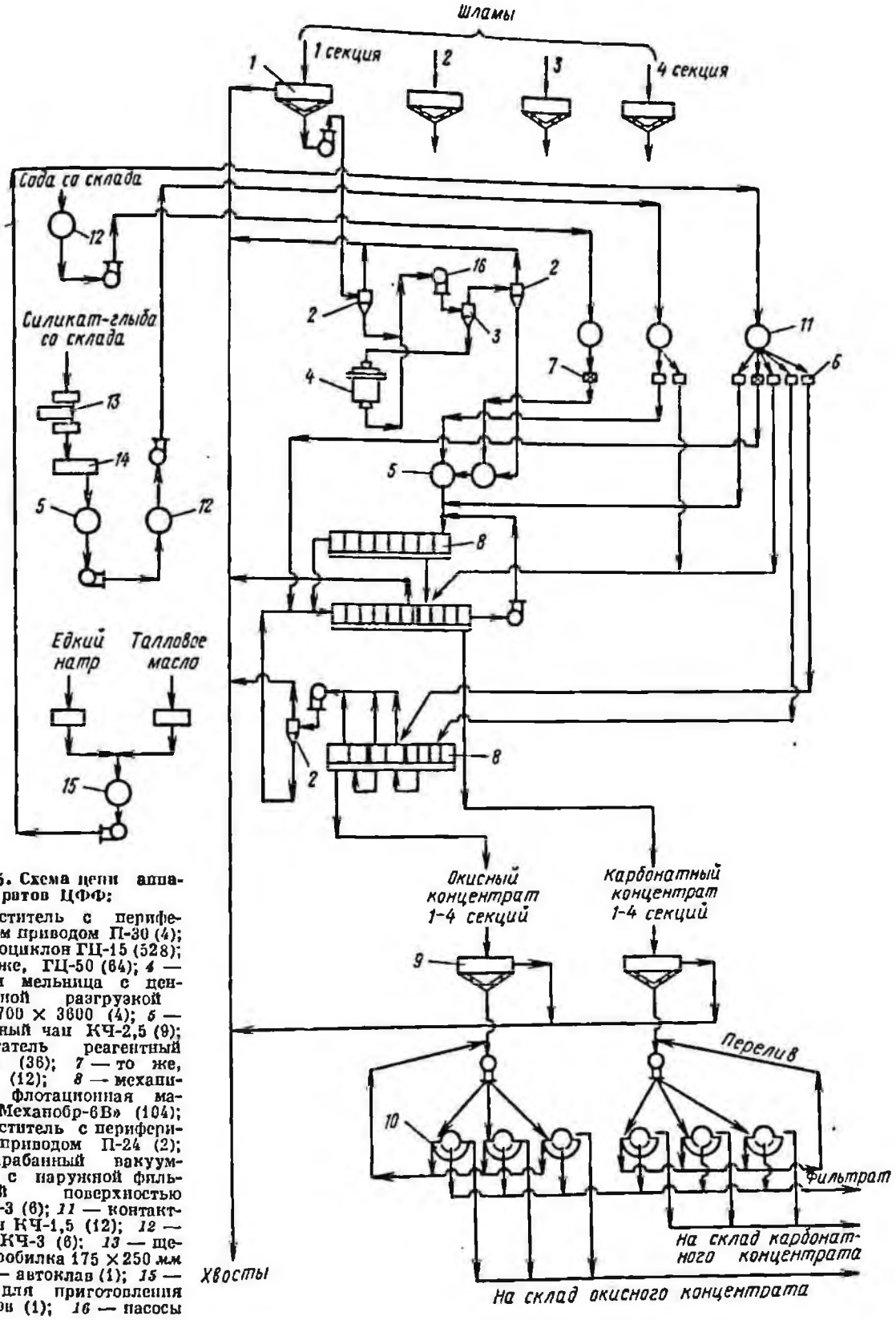


Рис. 205. Схема цепи аппаратов ЦФФ:

1 — сгуститель с периферическим приводом П-30 (4); *2* — гидроциклон ГЦ-15 (528); *3* — то же, ГЦ-50 (64); *4* — шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ-2700 × 3600 (4); *5* — контактный чан КЧ-2,5 (9); *6* — питатель реагентный 2ПРС-1 (36); *7* — то же, ПРС-2 (12); *8* — механическая флотационная машина «Механобр-6В» (104); *9* — сгуститель с периферическим приводом П-24 (2); *10* — барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью БОУ-40-3 (6); *11* — контактный чан КЧ-1,5 (12); *12* — то же, КЧ-3 (6); *13* — щековая дробилка 175 × 250 *мм* (1); *14* — автоклав (1); *15* — котел для приготовления реагентов (1); *16* — насосы

Химический состав

Концентрат	Содер				
	Mn	MnO_2	MnO	Fe_2O_3	SiO_2
Карбонатный	21,07—21,91	1,96—2,46	26,29—26,28	0,87—0,87	15,44—12,26
Окисный	43,07—43,82	40,85—43,32	22,28—22,05	2,09—2,0	15,84—14,98

Шламы на ЦФФ с фабрик подаются насосными станциями по шламопроводу при отношении Т : Ж = 1 : 12.

Флотационная фабрика состоит из четырех секций, две из которых введены в эксплуатацию в 1968 г.

Режим работы фабрики — пятидневная рабочая неделя в три смены по 8 ч.

Проектная технологическая схема обогащения шламов на фабрике (рис. 206) включает обесшламливание, измельчение, карбонатную и окисную флотацию шламов. В качестве реагентов применяются дистиллированное талловое масло, жидкое стекло, сода кальцинированная и керосин.

Химический состав концентратов приведен в табл. 166.

Влажный карбонатный и окисный концентраты со склада, расположенного в главном корпусе, железнодорожным транспортом отправляются потребителям.

Расход электроэнергии, воды и материалов на ЦФФ на 1 *т* *

	Руда	Концентрат
Электроэнергия, *квт·ч* .	14,7	85
Вода, *м³*	6,4	37
Шары, *кг*	0,5	2,9
Футеровка, *кг*	0,1	0,6
Реагенты:		
карбонатная флотация:		
дистиллированное талловое масло (ДТМ), *кг/т* . . .	0,4	—
жидкое стекло, *кг/т*	0,9	—
сода кальцинированная, *кг/т* . . .	4	—
окисная флотация:		
дистиллированное талловое масло (ДТМ), *кг/т* . . .	1,7	—
керосин, *кг/т* . .	0,2	

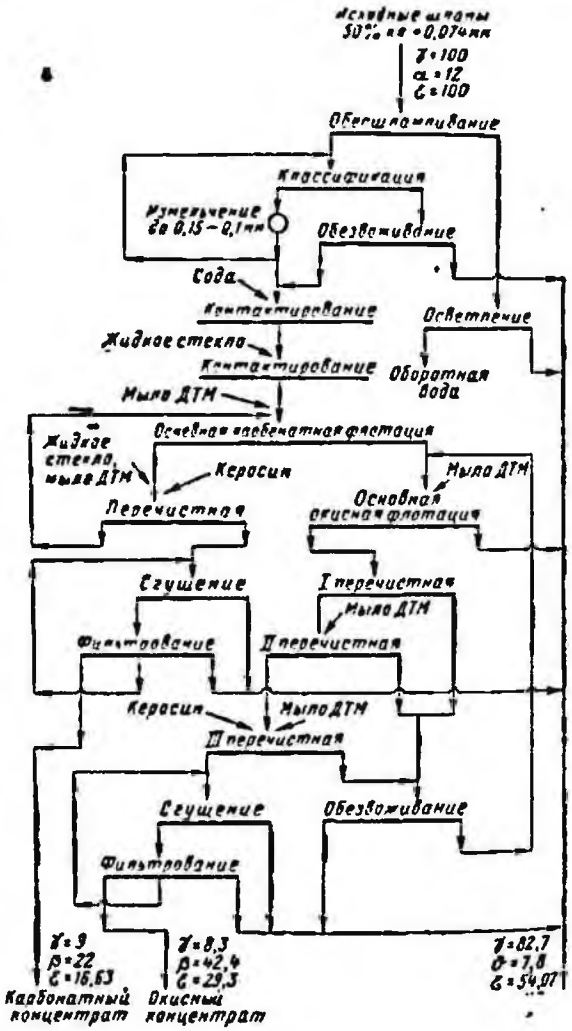
* Расход электроэнергии, воды, шаров и футеровки по проекту.

Проектная схема цепи аппаратов показана на рис. 205.

Удельная проектная производительность основного оборудования приведена в табл. 167.

Тонкие шламы крупностью 15—20 *мкм*, выделенные после обесшламливания пс-

Рис. 206. Технологическая схема обогащения ЦФФ



концентратов ЦФФ

Таблица 166

жание, %

Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	BaO	п. п. п.
1,20—1,92 1,84—1,91	14,06—14,49 2,6—3,48	0,62—0,64 0,41—0,2	0,499—0,52 0,192—0,202	0,62 0,18—0,15	3,97—5,61 0,8—0,82	25,06—24,99 14,1—12,6

ходных шламов, и хвосты флотации направляются в р. Кяприлу.

В дальнейшем намечается строительство хвостохранилища.

Разрез главного корпуса показан на рис. 207.

В последнее время на фабрике внедрен процесс пенной сепарации, что позволило исключить операцию измельчения и повысить извлечение марганца в концентрат при существенной экономии эксплуатационных расходов. Технологическая схема пенной сепарации и схемы цепи аппаратов показаны на рис. 208 и 209.

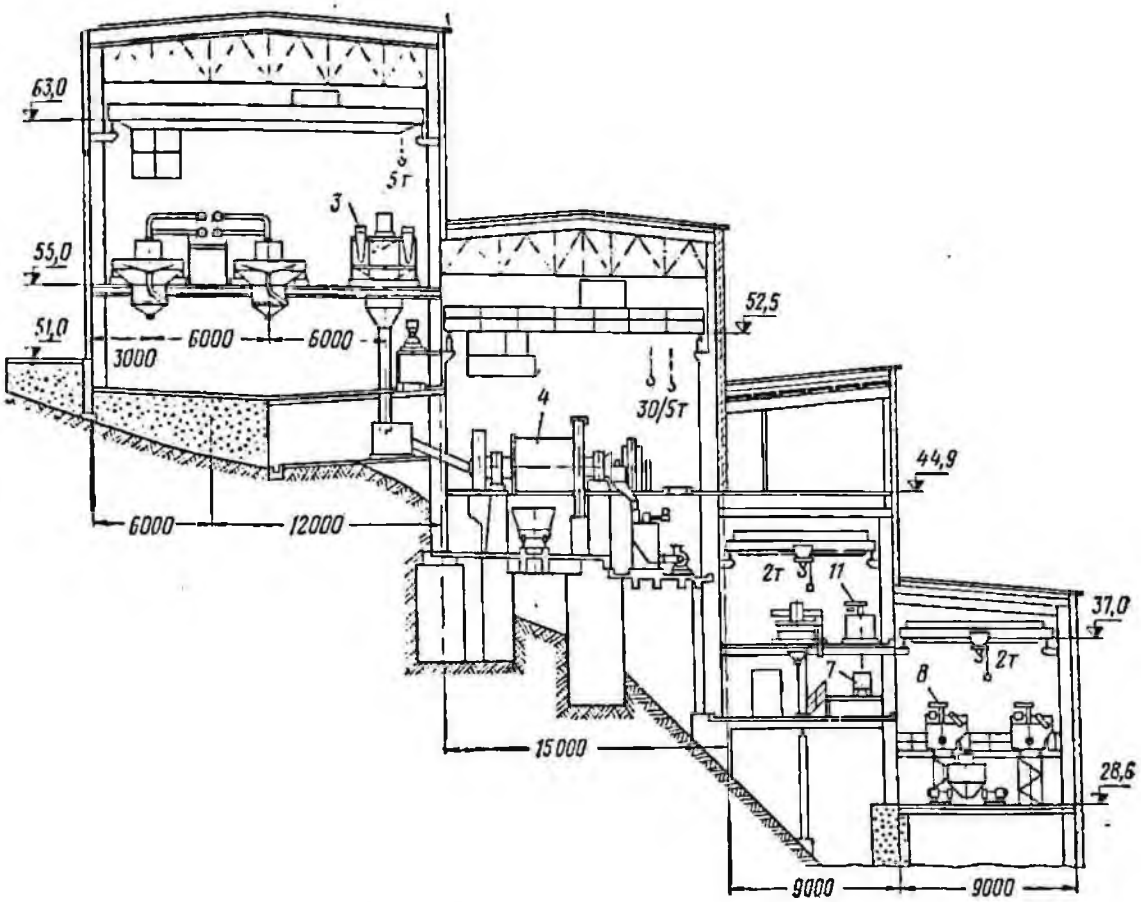


Рис. 207. Главный корпус ЦФФ:
3, 4, 7, 8 и 11 — см. рис. 206

Таблица 167

Удельная производительность основного оборудования ЦФФ

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Мельница шаровая с центральной разгрузкой МШЦ-2700 × 3600	*т/м³·ч* по исходному питанию	3,1
Гидроциклон:		
ГЦ-15	*м³/ч*	22,7
ГЦ-50	*м³/ч*	104
Флотационная машина механическая «Механобр-6В»	*м³/мин* на 1 *м³* объема камеры	2,3
Вакуум-фильтр барабанный с наружной фильтрующей поверхностью БОУ-40-3	*т/м²·ч*	0,3

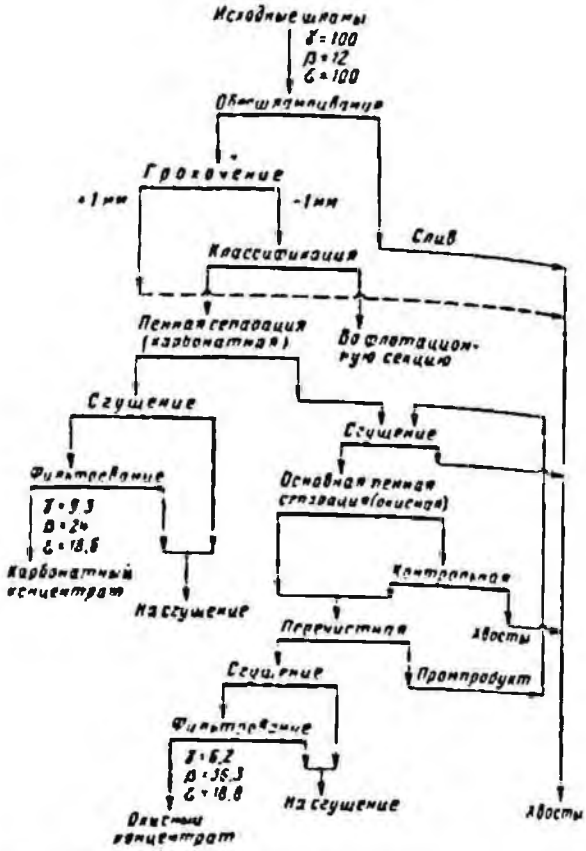


Рис. 208. Технологическая схема пенной сепарации на ЦФФ

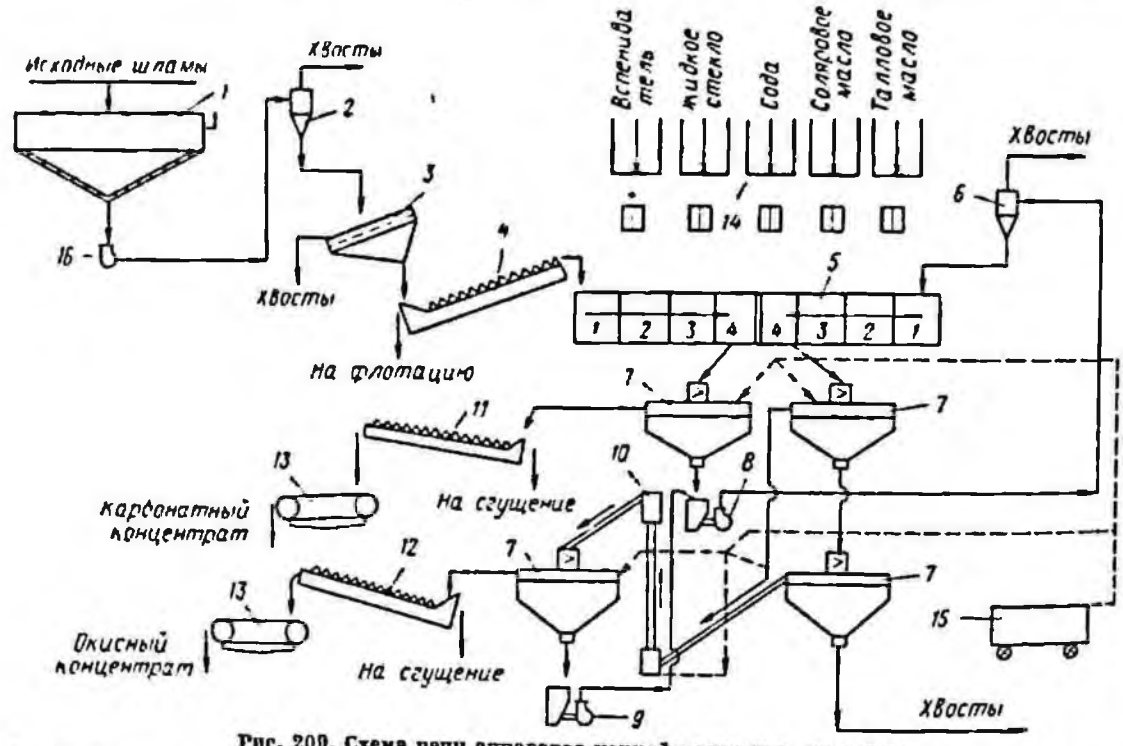


Рис. 209. Схема цепи аппаратов пенной сепарации на ЦФФ:

1 — сгуститель диаметром 30 м (1); *2* — гидроциклон ГЦ-50 (4); *3* — инерционный грохот наклонный легкого типа ГИЛ-32А (1); *4* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-15 (1); *5* — флотационная восьмикамерная машина «Механобр-6В» (1); *6* — гидроциклон ГЦ-35 (2); *7* — флотационная машина ФПС-16 (4); *8* — насос 5Гр-8 (2); *9* — насос НПГ-3 (2); *10* — аэролифт (2); *11* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-12 (1); *12* — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью 1КСН-7,5 (1); *13* — ленточный вакуум-фильтр с фильтрующей поверхностью 1,6 м²; *14* — реагентное хозяйство; *15* — компрессор (1); *16* — насос 12Гр-8Т (2)

§ 25. Фабрики для обогащения и подготовки хромитовых руд Южно-Кемпирсайского района

Южно-Кемпирсайские хромитовые месторождения расположены в Актюбинской области Казахской ССР и занимают первое место в СССР по запасам и качеству хромитовых руд [1].

Рудный минерал месторождения — магнохромит. Основной породой, содержащей хромитовые минералы, являются дунитовые серпентиниты.

В минералогическом отношении хромитовые руды представляют вкрапление зерен и агрегатов зерен хромшпинелида в массе дунитовых серпентинитов.

По величине зерен выделяются следующие структуры: мелкозернистые (до 1 *мм*), среднезернистые (1—3 *мм*), крупнозернистые (3—5 *мм*) и нодулярные (свыше 5 *мм*).

Химическая характеристика руд (табл. 168) зависит от густоты вкрапленности.

Химический состав руды, поступающей на дробильно-сортировочные фабрики хромитовых руд Южно-Кемпирсайского района, следующий: 45% Cr_2O_3; 11—22% Fe; 1,3% CaO; 0,003—0,01% P; 0,04% S.

Месторождение разрабатывается открытым способом.

В настоящее время подготовка хромитовой руды Донским рудоуправлением производится на дробильно-сортировочных фабриках № 1 и 2, где руда дробится и сортируется на три класса. Из крупного и среднего классов рудоразборкой удаляется видимая пустая порода.

Дробильно-сортировочная фабрика № 1 построена в 1945 г. и реконструирована в 1960 г. Дробильно-сортировочная фабрика № 2 построена в 1965 г.

На дробильно-сортировочных фабриках перерабатываются руды с содержанием окиси хрома более 45%. Руды с меньшим содержанием окиси хрома или не отвечающие техническим требованиям по другим компонентам, предусматривается перерабатывать на обогатительной фабрике.

Режим работы отделения среднего дробления — 290 дней в году в две смены по 7 *ч*, отделения мелкого дробления — 340 дней в году в три смены по 8 *ч*.

Технологические схемы дробильно-сортировочных фабрик № 1 и 2 одинаковы и включают дробление до 300 *мм*; грохочение на три класса 300—50, 50—10 и 10—0 *мм*, ручную рудоразборку классов 300—50 и 50—10 *мм*.

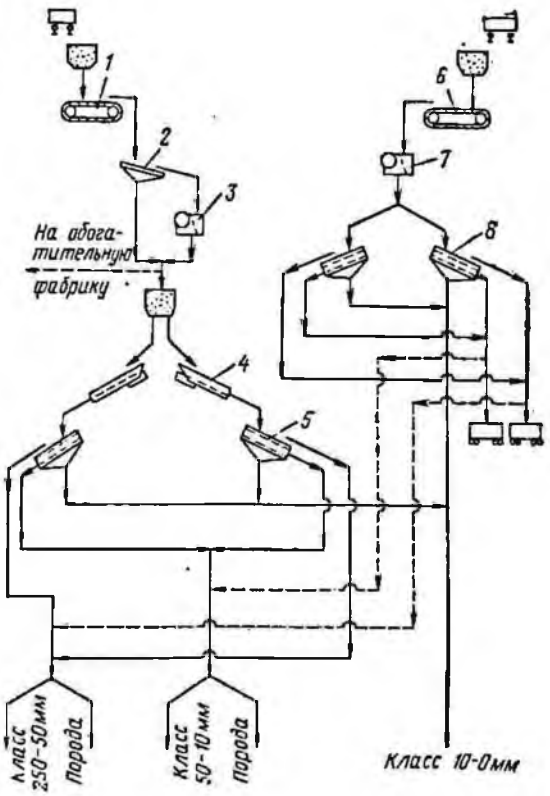
Таблица 168

Густота вкрапленности

Руды	Содержание, %	
	Cr_2O_3	SiO_2
Сплошные	55—63	5—1
Густовкрапленные .	45—55	10—5
Средневкрапленные .	30—45	15—8
Редковкрапленные .	15—30	30—15
Убоговкрапленные .	5—15	30

Рис. 210. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочных фабрик № 1 и 2 Южно-Кемпирсайского района:

1 — пластинчатый питатель 1-1Б-120 (1); *2* — колосниковый грохот 1700 × 5100 *мм* (1); *3* — щековая дробилка 2100 × 1500 *мм* (1); *4* — электровибрационный питатель ПЭВ2-4 × × 12 (2); *5* — гирационный грохот ГИ2-СА (2); *6* — пластинчатый питатель (1); *7* — щековая дробилка 900 × 1200 *мм* (1); *8* — инерционный грохот наклонный тяжелого типа ГИТ31 (2)



[1] § 25 составлен инж. Л. И. Крупиным.

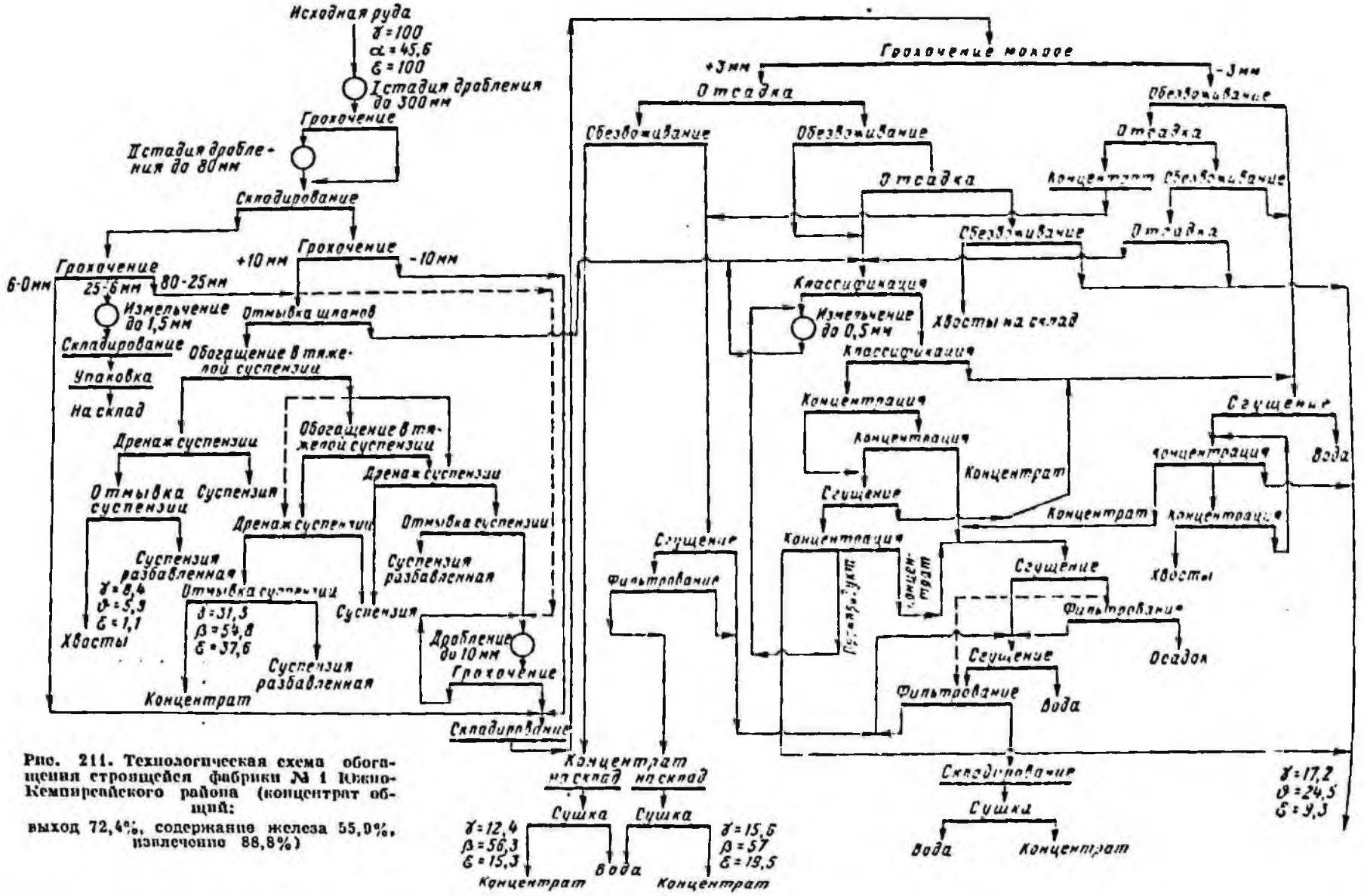


Рис. 211. Технологическая схема обогащения строщейся фабрики № 1 Южно-Керченского района (концентрат общий:

выход 72,4%, содержание железа 55,0%, извлечение 88,8%)

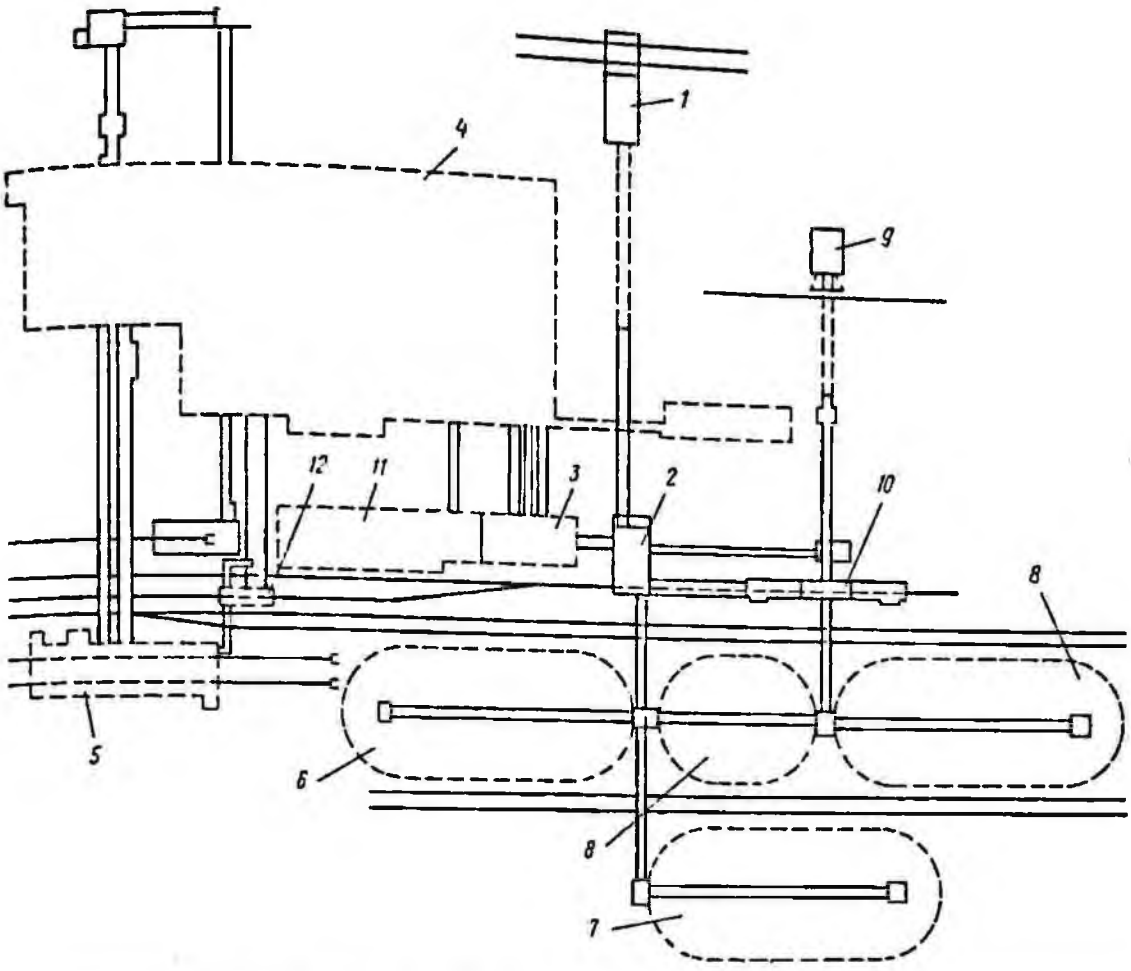


Рис. 212. Схема сооружений фабрик Южно-Кемпирсайского района:

1 — корпус крупного дробления дробильно-сортировочной фабрики № 2; *2* — то же, сортировки дробильно-сортировочной фабрики № 2; *3* — то же, среднего и мелкого дробления (строящийся); *4* — главный корпус обогатительной фабрики № 1 (строящийся); *5* — погрузочные бункера сухого концентрата и окатышей (строящиеся); *6* — склад руды № 1; *7* — то же, руды № 2; *8* — то же, руды № 3; *9* — корпус крупного дробления дробильно-сортировочной фабрики № 1; *10* — то же, сортировки дробильно-сортировочной фабрики № 1; *11* — отделение упаковки и склад упакованной продукции (строящиеся); *12* — погрузочный узел концентрата и хвостов (строящийся)

Технологические показатели работы дробильно-сортировочных фабрик Южно-Кемпирсайского района

Годовая производительность фабрики, тыс. *т*:	
по исходной руде . . .	2500
по отгружаемой руде .	1500
Крупность руды, мм:	
поступающей на фабрику	1000—0
отгружаемой	300+50, 50—10, 10—0

Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочных фабрик показана на рис. 210.

Ожидаемый расход электроэнергии, воды и материалов на дробильно-сортировочных и обогатительных фабриках Южно-Кемпирсайского района на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	28,55
Вода, в том числе оборотная, *м*³	13,2
Шары, *кг*	0,8
Стержни, *кг*	1,3
Футеровка, *кг*	0,225

Проектная технологическая схема строящейся обогатительной фабрики № 1 и схема сухого измельчения хромитовой руды показаны на рис. 211.

Ожидаемые проектные технологические показатели обогатительной фабрики № 1 Южно-Кемпирсайского района

Производительность фабрики, тыс. *т*:	
по исходному сырью (сухой вес)	950
по концентрату (сухой вес)	688

Выход, %:

концентрата	72,4
хвостов	27,6

Содержание окиси хрома, %:

в концентрате	55,9
в хвостах	18,5

Извлечение окиси хрома в концентрат, % 88,8
Влажность концентрата, % . . 1—4

Ожидаемый баланс продуктов обогащения по проектной схеме приведен в табл. 169.

Схема сооружений показана на рис. 212.

Таблица 169

Ожидаемый баланс продуктов обогащения по проектной схеме обогатительной фабрики № 1 Южно-Кемпирсайского района

Продукт	Крупность, мм	Выход, %	Содержание, %		Извлечение Cr_2O_3, %	Выход в год, тыс. т
			Cr_2O_3	SiO_2		
Для ферросплавной промышленности						
Концентрат:						
тяжелой суспензии . .	80—10	31,3	54,8	4,81	37,6	297
отсадки	10—3	12,4	56,3	3,17	15,3	118
винтовых сепараторов	0,5—0,1	4,2	57,0	2,66	5,2	40
песковых столов . . .	0,5—0,1	2,3	57,0	2,66	2,9	22
шламовых столов . . .	0,1—0	6,6	57,0	2,66	8,3	63
Для огнеупорной промышленности						
Концентрат:						
отсадки	3—0	15,6	57,0	2,66	19,5	148
суммарный	—	72,4	55,9	3,59	88,8	688
Хвосты:						
тяжелой суспензии . .	80—10	8,4	5,8	—	1,1	80
песковых столов . . .	0,5—0,1	7,5	23,1	—	3,8	70
шламовых столов . . .	0,1—0	7,6	27,5	—	4,6	72
отсадки	10—3	2,0	19,0	—	0,8	19
то же	3—0	2,1	20,0	—	0,9	20
суммарные	—	27,6	18,5	26,10	11,2	262
Исходная руда	300—0	100,0	45,6	9,8	100,0	950

РАЗДЕЛ III

ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава XI

Технические требования к концентратам неметаллических полезных ископаемых и области их применения

Неметаллические полезные ископаемые являются сырьем для химической, электротехнической, керамической и других отраслей промышленности[1]. В металлургических процессах они широко используются в качестве флюсов. Концентраты неметаллических полезных ископаемых применяются в производстве бумаги, резины, грифелей, оптических изделий и т. д. В значительных объемах неметаллические полезные ископаемые используются в промышленности строительных материалов, в частности стеклоасбестовых изделий, огнеупоров, и непосредственно в строительстве.

Фосфатное сырье получается в результате переработки апатитовых и фосфоритовых руд.

Основная масса фосфатного сырья идет на производство удобрений — фосфоритной муки, простого и двойного суперфосфатов, сложных фосфорных удобрений (аммофос, нитрофоск, нитроаммофос, нитроаммофоск) и желтого фосфора.

Для производства фосфоритной муки используются фосфориты, содержащие от 19 до 25% фосфорного ангидрида (P_2O_5), фосфатное вещество которых представлено в основном лимонно-растворимой формой. Крупность помола должна быть не более 10% класса +0,18 *мм*, влажность не более 3%.

На фосфоритную муку перерабатываются фосфориты Егорьевского, Верхнекамского и Полпинского месторождений.

Для получения суперфосфата (простого и двойного) и сложных фосфорных удобрений используются апатитовый концентрат с содержанием 39,4% P_2O_5 и фосфоритовые концентраты с содержанием более 28% P_2O_5, не более 2% MgO (для аммофоса допускается 2,5%) и не более 3% Fe_2O_3.

Для производства желтого фосфора применяют фосфоритовые концентраты, содержащие не менее 23% P_2O_5 при соотношении $(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3) = 0,8$.

Флотацией хвостов апатито-нефелиновой руды получают нефелиновый концентрат, который используется как сырье при производстве глинозема, портландцемента, соды и содопродуктов.

Требования к качеству апатитовых, фосфоритовых концентратов и фосфоритной муки определены техническими условиями (ТУ) или ГОСТами (табл. 170—173).

Плавиковый шпат (флюорит) используется в химической, цементной и керамической промышленности, цветной и черной металлургии.

Таблица 170

Технические требования к флотационному апатитовому концентрату из хибинских апатито-нефелиновых руд по ГОСТ 5.1188—72

Показатели	Норма
Содержание:	
P_2O_5, %, не менее	39,4
влаги, %	1 ± 0,5
полуторных окислов R_2O_3 ($FeO + Fe_2O_3 + Al_2O_3$), %, не более	3
Остаток на сите с сеткой № 016К (ГОСТ 3584—53), %, не более	11,5

Примечания: 1. Стандарт соответствует рекомендациям СЭВ по стандартизации РС 1841—69 и РС 1009—67.

2. Указанному продукту в установленном порядке присвоен Государственный знак качества.

3. Апатитовый концентрат применяется в основном в химической промышленности и при производстве удобрений.

[1] Кроме указанных авторов в составлении отдельных параграфов раздела III третьего тома Справочника принимали участие: инженеры В. С. Желнин, В. И. Котилевский, М. Н. Рудякова, А. С. Турулев (§ 26, гл. XII); инженеры Г. Л. Баянов, В. Ф. Моисеенко, Н. В. Егоров (гл. XIII); канд. техн. наук Н. Н. Тетерина (§ 31, гл. XIV); кандидаты техн. наук А. В. Соколов, В. Н. Белов, инженеры А. Ф. Никонов, Е. Д. Гришина (§ 32, гл. XIV); инженер Н. М. Андреев (§ 34, гл. XVI); канд. техн. наук Н. И. Барановский, инженеры Э. Д. Клюева, З. Н. Соколова (§ 35, гл. XVI); канд. техн. наук Р. Ф. Афанасьева (§ 36, гл. XVI).

Таблица 171

Технические требования к фосфоритным концентратам (дробленой фосфоритной руде или мытым дробленым концентратам), содержащим фосфор в виде фторапатита и фторкарбонатапатита (ГОСТ 11901—66)

Показатели	Сорт	
	I	II
Содержание:		
P_2O_5 в пересчете на сухое вещество, %, не менее	25,3	23
железа в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	2,5	3
мелочи, проходящей через сито с отверстиями 10 *мм*, %, не более	5 **	
влаги для фосфоритов месторождения Каратау, %, не более . .	3	
влаги для фосфоритов месторождения Верхней Камы, %, не более	10	
Размер кусков дробленой руды, мм:		
наибольших	50 *	
наименьших	10	

Примечания: 1. Фосфориты более крупные, чем установлено настоящим стандартом, выпускаются по требованию потребителей.

2. Установленный настоящим стандартом показатель содержания влаги принят для расчетов с потребителями.

3. Содержание окиси кальция в фосфоритах, поставляемых на электротермию, должно находиться в пределах 35—45%.

4. Концентраты применяются в основном в электротермической и металлургической промышленности.

*) Разрешено Комитетом стандартов до 1/I 1976 г. 70 мм.

**) Разрешено Комитетом стандартов до 1/I 1976 г. 15%.

Таблица 172

Технические требования к концентратам ковдорскому апатитовому, егорьевскому и каратаускому фосфоритовым

Компонент, класс	Содержание в концентрате, %		
	ковдорском, ТУ 6-12-24—60	егорьевском, МРТУ 6-12-13—67	каратауском флотационном МРТУ 6-12-9—68
P_2O_5	36 ± ± 0,2	⩾22 для II сорта, ⩾19 для III сорта	⩾28
MgO	⩽2	—	⩽2,2
R_2O_3	⩽2	—	—
CO_2	—	—	⩽6
H_2O	I	14 ± 1,5	⩽2
+0,16 *мм*	⩽11,5	—	—
+0,15 *мм*	—	—	⩽14
+0,072 *мм*	⩽50	—	—

В зависимости от технологии производства, физико-механических свойств, содержания основного компонента и примесей плавиковый шпат выпускается 26-ти марок (табл. 174). Требования к качеству флюоритовых концентратов различны и определяются потребляющими отраслями.

Технические требования к плавиковому шпату по химическому составу в пересчете на абсолютно сухое вещество должны соответствовать требованиям ГОСТ 7618—70.

Калийные соли. Технический хлористый калий используется в основном как калийное удобрение (94—95% производства), а также для получения химических и других продуктов.

Технические требования к калийным солям определены ГОСТ 4568—65 (табл. 175).

Таблица 173

Технические требования к фосфоритной муке из фосфорного сырья по ГОСТ 5716—65

Показатели	Сорт			
	высший	I	II	III
P_2O_5, % по сухому весу	⩾30	⩾25	⩾22	⩾19
H_2O	⩽1,5	⩽3	⩽3	⩽3
Остаток на сите 0,18 *мм* (ГОСТ 3584—53), %	⩽10	⩽10	⩽10	⩽10

Таблица 174

Технические требования к плавиковому шпату по ГОСТ 7618—70

Марка	Содержание фтористого кальция, %, не менее	Содержание примесей, %, не более					Основная область применения
		двуокиси кремния	углекислого кальция	серы		фосфора	
				общей	сульфидной		
ФФ-97А ФФ-97Б	97	1 1,5	1,5	—	0,1	0,1	Производство плавиковой кислоты, безводного фтористого водорода и фтористых солей высокой чистоты
ФФ-95А	95	1,5	2	—	0,2	0,1	Производство плавиковой кислоты, безводного фтористого водорода, фтористых солей для алюминиевой промышленности и стекловолокна
ФК-95А ФГ-95А ФО-95А			—	0,15	—		Производство фторидных флюсов; в качестве флюса при выплавке некоторых сталей и сплавов
ФФ-95Б	95	2,5	3,5	—	0,2	—	Производство фтористых солей для алюминиевой промышленности
ФК-95Б ФГ-95Б ФО-95Б			—	0,15	—	0,1	
ФФ-92	92	3,0	3	—	0,2	—	Производство плавиковой кислоты и фтористых солей для алюминиевой промышленности
ФК-92 ФГ-92 ФО-92		5	—	0,2	—	0,1	Флюс при выплавке качественных сталей
ФК-85 ФГ-85 ФО-85	85	10	—		—		Флюс при выплавке средне- и низколегированных сталей; производство высококачественных стекла и эмалей
ФК-75	75	20	—	0,3	—	0,3	Флюс при выплавке средне- и низколегированных сталей
ФГ-75 ФГМ-75							Флюс при выплавке сталей, производство стекла и эмалей

Продолжение табл. 176

Марка	[illegible]	Содержание примесей, %, не более					Основная область применения
		[illegible]	[illegible]	Серы		Фосфора	
				общей	сульфидной		
ФК-65 ФГ-65 ФР-55	65 55	30	—	—	—	—	Флюс при выплавке сталей, производство цемента
ФР-40 ФР-30 ФР-20	40 30 20	—	—	—	—	—	Производство цемента; для получения более высоких марок плавикового шпата
		Нормируется по соглашению сторон					

Примечания: 1. Настоящий стандарт распространяется на плавиковый шпат (флюорит), поставляемый в виде руды, сортированного кускового шпата, концентратов гравитационного и флотационного обогащения и окатышей. Технические требования распространяются на электродный плавиковый шпат, поставляемый по ГОСТ 4421—48.

2. ФР — флюорит рядовой (руда), ФК — флюорит кусковой сортированный, ФГ — флюоритовый концентрат гравитационный, ФФ — флюоритовый концентрат флотационный, ФО — флюоритовые окатыши обожженные. Цифра после букв обозначения вида плавикового шпата означает содержание основного компонента CaF_2, буквы А и Б — соответственно пониженное и повышенное содержание двуокиси кремния, М — разновидность продукции по крупности (мелкий продукт).

3. В плавиковом шпате ФФ-92 допускается увеличение углекислого кальция до 4% при одновременном снижении содержания двуокиси кремния до 2,5%.

4. Содержание общей серы в плавиковом шпате ФК-95А, ФГ-95А, ФО-95А и ФФ-95А при использовании его для производства специальных сталей и фторидных флюсов электрошлакового переплава не должно превышать 0,1%.

5. Содержание железа в плавиковом шпате, используемом для производства стекла, эмалей, не должно превышать 0,2%, а в плавиковом шпате, используемом для производства фторидных флюсов, — 0,5%.

6. Содержание влаги во флотационном флюоритовом концентрате всех марок не должно превышать 1%, а в плавиковом шпате других видов не нормируется.

7. Гранулометрический состав плавикового шпата должен соответствовать следующим требованиям:

в сортированном кусковом флюорите всех марок содержание класса — 5 *мм* не должно превышать 10%;

в гравитационных флюоритовых концентратах ФГ-75 и ФГ-65 содержание класса —2 *мм* не должно превышать 5%;

в гравитационных флюоритовых концентратах остальных марок и окатышах содержание классов —5 и +50 мм не должно превышать 10% для каждого класса;

во флотационном флюоритовом концентрате всех марок содержание класса +0,14 *мм* не должно превышать 10%. (Указанные ограничения не распространяются на гравитационный флюоритовый концентрат ФГМ-75 класса —5 *мм*, выделяемый в виде подрешетного продукта в процессе отсадки).

8. В плавиковом шпате всех марок не должно быть загрязняющих примесей (угля, грунта), видимых невооруженным глазом.

Концентрат серный. ГОСТ 127—64 (табл. 176) распространяется на природную серу, получаемую при переработке серных руд, и газовую, получаемую из сероводорода при плавке медных колчеданов и при очистке газов от сероводорода. Сера, вырабатываемая из сероводорода, получаемого при нефтепереработке, имеет более высокое качество (ГОСТ 5.75—68).

Выпускают серу комовую, в чушках, чешуйчатую, гранулированную и молотую.

Физико-химические показатели молотой серы должны соответствовать требованиям, указанным в п. 1, примечаний к таблице, за исключением содержания влаги, которая должна быть не более 0,5% для I и II сортов природной серы. Гранулометрический состав молотой серы должен соответствовать указанному в табл. 177.

Концентрат асбестовый. Технические требования распространяются на асбест хризотиловый — продукт обогащения асбестовых руд, применяемый для

Технические требования к калийным солям по ГОСТ 4568—65

Таблица 175

Показатели	Марка				
	К			Ф	
	высший сорт	I сорт	II сорт	II сорт	III сорт
Внешний вид	Кристаллический рассыпчатый порошок в виде гранул				
Цвет	Белый		Белый, допускается сероватый оттенок	Розовый, допускается красноватый оттенок	
Содержание:					
KCl в пересчете на сухое вещество, %, не менее	99	98,3	95	95	92
хлористого калия (KCl) в пересчете на K_2O, %, не менее	—	—	60	60	58,1
влаги, %, не более	0,3	1	1	1	1
NaCl в пересчете на сухое вещество, %, не более	0,9	1,4	4,5	4,5	7
нерастворимого в воде остатка в пересчете на сухое вещество, %, не более	0,1	0,15	Не нормируется		
Размеры гранул, %:					
не менее 2—4 *мм*	Не нормируются		80	80	80
не более 1—2 *мм*	То же		20	20	20

Примечание. К — хлористый калий, получаемый кристаллизацией из растворов; Ф — хлористый калий, получаемый флотационным обогащением из калийных руд.

Таблица 176

Технические требования к сере по ГОСТ 127—64

Показатели	Сера				
	природная			газовая	
	высший сорт	I сорт	II сорт	I сорт	II сорт
Содержание, %:					
серы, не менее	99,9	99,5	98,6	99,8	98,8
золы, не более	0,05	0,2	0,5	0,1	0,5
органических веществ, не более	0,06	0,3	0,8	Не определяется	
в том числе углерода, не более	0,048	0,24	0,64	То же	
мышьяка, не более	Отсутствует		0,0005	0,01	0,05
влаги, не более	0,2	2	2	0,2	0,5
Кислотность в пересчете на H_2SO_4, %, не более	0,005	0,005	0,01	0,02	0,03

Примечания: 1. Содержание серы, золы, органических веществ, кислоты и мышьяка дано в пересчете на сухое вещество. При взаиморасчетах с потребителями содержание влаги в природной сере I и II сортов не входит в общее количество поставляемой продукции.

2. Для целлюлозно-бумажной промышленности должна поставляться природная или газовая сера, не содержащая селена.

3. Содержание влаги в высшем сорте природной серы при транспортировании ее в незатаренном виде допускается не более 0,5%, за исключением серы, поставляемой на помол.

4. По требованию потребителей (сероуглеродная промышленность, производство серной кислоты по короткой схеме) поставщик гарантирует содержание битумов в I сорте не более 0,15% (без проведения определения).

5. Резиновой промышленности поставляется молотая сера высшего сорта влажностью не более 0,05%. Другие сорта серы могут поставляться только с согласия потребителя.

6. Техническая характеристика, упаковка и маркировка серы на экспорт должны соответствовать специальным требованиям Министерства внешней торговли СССР.

Таблица 177

Требования к гранулометрическому составу молотой серы по ГОСТ 127—64

Ситовая характеристика	Класс	
	А	Б
Остаток на сите, %, не более: с ячейками в свету 0,14 мм (ГОСТ 3584—53)	0,1	4
то же, 0,071 мм (ГОСТ 3584—53)	4	4

производства асбесто-технических и асбестоцементных изделий, теплоизоляции и для других целей.

Асбестовые концентраты выпускаются нескольких марок, технические требования к которым определяются ГОСТ 12871—67 (табл. 178).

Концентрат тальковый. Технические требования приведены на продукт измельчения талькита — тальк молотый, на продукт обогащения — тальк молотый обогащенный, основным компонентом которых является минерал тальк, применяющийся в различных отраслях про-

Таблица 178

Технические требования к асбестовым концентратам по ГОСТ 12871—67

Сорт	Группа по степени распушки			
	жесткая	промежуточная	полужесткая	мягкая
	Марка			
0	АК ДВ-0-80 ДВ-0-55	—	—	—
I	Ж-1-50 Ж-1-38	ПРЖ-1-75 ПРЖ-1-50	—	—
II	Ж-2-20	ПРЖ-2-30 ПРЖ-2-15	П-2-30 П-2-15	—
III	Ж-3-40	—	П-3-70 П-3-60 П-3-50	М-3-70 М-3-60 —
IV	—	—	П-4-40 П-4-30 П-4-20 П-4-5 П-5-67	М-4-40 М-4-30 М-4-20 М-4-5 —
V	—	—	П-5-65 П-5-52 П-5-50	М-5-65 М-5-60 —
VI	—	—	П-6-45 П-6-30	М-6-40 М-6-30 К-6-45 К-6-30 К-6-20 К-6-5
VII	—	—	—	7-300 7-370 7-450 7-520

Примечания: 1. В обозначениях марок асбеста: АК — асбест кусковой, ДВ — длинноволокнистый; Ж — жесткой группы; ПРЖ — промежуточной группы; П — полужесткой группы; М — мягкой группы; К — мягкой группы, получаемый из продуктов осаждения пылеочистных сооружений.

2. Цифры в обозначении марок означают: первая — сорт асбеста, вторая — гарантируемый минимальный остаток волокна в процентах для асбеста данной марки на основном сите контрольного аппарата, а для асбеста марок VII сорта — объемный вес.

Технические требования к тальку молотому по ГОСТ 879—52

Таблица 179

Марка А

Показатели	Сорт I	Сорт II	Основная область применения
Белизна, %, не менее	80	70	Бумажная и лакокрасочная промышленность
Прокаленный, нерастворимый в соляной кислоте остаток, %, не менее	87	Не нормируется	
Влажность, %, не более	0,5	0,5	
Остаток на сите (степень помола), %, не более:			
№ 0075	5	Не нормируется	
№ 0090	Не нормируется	2	

Марка Б

Показатели	Сорт резиновый I	Сорт резиновый II	Сорт керамический I	Сорт керамический II	Основная область применения
Общее содержание железа в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	Не нормируется		6	8	I сорт резиновый — наполнитель в производстве резины; II сорт резиновый — припудривание резины; I сорт керамический — керамическая и абразивная промышленность; II сорт керамический — керамическая промышленность
Окислы железа, растворимые в соляной кислоте в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	1	1,5	Не нормируется		
Магнитное притяжение, *г**, не более	0,5	1	2	5	
Железо, извлекаемое магнитом, %, не более	(0,04)	(0,08)			
MgO, %, не менее	Не нормируется		28	27	
CaO, %, не более	То же		0,5	0,8	
Прокаленный, нерастворимый в соляной кислоте остаток, %, не менее	90	87	Не нормируется		
Потери при прокаливании, %, не более	6	8	6	8	
Влажность, %, не более	0,5	0,5	1	1	
Остаток на сите (степень помола), %, не более:					
№ 0090	2	Не нормируется			
№ 0150	0	0	2	2	

* 1 *г* магнитного притяжения соответствует содержанию в тальке 0,08% металлического железа или 0,2% чистого магнетита.

Продолжение табл. 179

Марка В

Показатели	Сорт		Основная область применения
	I	II	
Прокаленный, нерастворимый в соляной кислоте остаток, %, не менее	85	80	I сорт — бумажная и литейная промышленность, производство инсектицидов; II сорт — кровельное и джутовое производство
Влажность, %, не более	1	1	
Остаток на сите (степень помола), %, не более:			
№ 0090	2	10	
№ 0150	Не нормируется	2	

Медицинский

Очень мелкий белый или слегка сероватый порошок, без блеска, запаха и вкуса, пристающий к коже, жирный, скользкий на ощупь, почти нерастворим в воде, кислотах и других растворителях. Реакция водной вытяжки нейтральная; растворимость в воде не более 0,1%; растворимость в соляной кислоте не более 1%.

мышленности в качестве основного сырья, наполнителя или минеральной добавки.

Технические требования к тальковым концентратам определяются ГОСТ 879—52, ГОСТ 6578—53 и ГОСТ 9605—61 (табл. 179—181). Требования к тальку молотому обогащенному, применяемому в кабельной промышленности, определены ГОСТ 13145—67 (табл. 182).

Графитовые концентраты получают флотационным обогащением руд, содержащих естественный графит, и доменных скрапов с последующей гидрометаллургической очисткой.

Эти концентраты используют в производстве огнеупорных металлографитовых изделий, в литейном деле, машиностроении, электротехнике (гальванотехнике, для изготовления электродов и электрощеток), в производстве смазочных материалов, атомно-ядерных реакторах, карандашном производстве и в некоторых других областях. Коллоидно-графитовые препараты применяются в качестве высокотемпературных смазок и электропроводящих покрытий. Все потребители регламентируют зольность, тонину помола и влажность графитового концентрата. Некоторые потребители регламентируют также содержание железа, серы, меди и летучих компонентов.

Таблица 180

Технические требования к тальку молотому карандашному по ГОСТ 6578—53

Показатели	Сорт	
	I	II
Белизна, %, не менее	80	70
Содержание влаги, %, не более	1	1,5
Содержание мышьяка, %, не более	0,0014	0,0014
Механические примеси	Не допускаются	

Примечание. Степень измельчения талька до 10 мкм. Допускается наличие частиц размером более 10 мкм, но не более 30 мкм в тальке первого сорта не выше 5%, в тальке второго сорта не выше 20%.

Технические требования к кристаллическому графиту определяются ГОСТ 5279—61 (табл. 183), а к карандашному графиту — ГОСТ 4404—58 (табл. 184). Технические требования к графитовым концентратам, выпускаемым Завальевским комбинатом, приведены в табл. 185.

Концентрат каолиновый. Действующие технические условия (ГОСТ 4193—63) распространяются на каолин Кыштымского месторождения, полученный мокрым обогащением. В зависимости от качества каолин подразделяется на сорта и применяется в производстве керамических изделий (электротехнического фарфора, каменной керамики, огнеупоров), сернокислого и хлористого алюминия, бумажной и других отраслях промышленности (табл. 186).

На обогащенный каолин Просяновского и Глуховецкого месторождений, применяемый в производстве изделий тонкой керамики, бумажной, резиновой, кабельной и парфюмерной промышленности, а также в производстве ультрамарина и шамотных

Технические требования к тальку молотому для производства инсектицидов по ГОСТ 9605—61

Таблица 181

Показатели	Норма	Месторождение
Окислы железа, растворимые в соляной кислоте (плотность при 20° С 1,19 *г/см*³) в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	8	Ильменское
	8	Сыростанское
Прокаленный, нерастворимый в соляной кислоте (плотность при 20° С 1,19 *г/см*³) остаток, %, не менее	5	Шабровское
	53	Ильменское
	53	Сыростанское
Окись магния, растворимая в соляной кислоте (плотность при 20° С 1,19 *г/см*³), %, не менее	50	Шабровское
	12	Ильменское
	12	Сыростанское
Содержание связанной углекислоты, %, не менее	Не нормируется	Шабровское
	14	Ильменское
	14	Сыростанское
Щелочность, мл на 1 *г*, не более	Не нормируется	Шабровское
Содержание влаги, %, не более	0,2	Все месторождения
Остаток на сите с сеткой № 0090, %, не более	5	То же
	Для 1 сорта — 2	Шабровское
	Для 2 сорта — 10	Ильменское
		Сыростанское

Таблица 182

Требования к тальку молотому обогащенному, применяемому в кабельной промышленности по ГОСТ 13145—67

Показатели	Марка		Показатели	Марка	
	ТКВ	ТК1		ТКВ	ТК1
Содержание:			водорастворимых веществ, %, не более	0,2	0,2
соединений железа, растворимых в соляной кислоте, в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	0,4	0,4	ионов Cl в водной вытяжке, %, не более	0,01	
металлического железа (магнитное притяжение, *г*, не более), %, не более	0,02 (0,25)	0,04 (0,5)	ионов SO_4 в водной вытяжке, %, не более	0,01	
			MnO, %, не более	0,01	
			Cu, %, не более	0,003	
			влаги, %, не более	0,5	
			Потери при прокаливании, %, не более	6	
прокаленного, нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не менее	90		Остаток на сите с сеткой (ГОСТ 3584—53), %, не более:		
			№ 014	—	—
			№ 0090	—	2
			№ 0045	3	—

Примечания: 1. ТКВ — тальк кабельный высшего сорта — для кабелей специальных марок.
2. ТК1 — тальк кабельный I сорта — для кабелей прочих марок.
3. Содержание меди в тальке является гарантийным и определяется один раз в квартал.
4. 1 *г* магнитного притяжения соответствует содержанию в тальке 0,08% металлического железа.

Таблица 183

Технические требования к кристаллическому графиту по ГОСТ 5279—61

Показатели, %, не более	Марка		
	КЛТ	КЛЗ	КЛС
Зольность:			
сорт I		18	
» II		25	
Содержание влаги		1,5	
Тонина помола:			
остаток на сите с ячейкой размером в свету, *мм*:			
0,25	—	—	30
0,16	—	40	—
количество частиц, проходящих через сито с ячейкой размером в свету 0,063 *мм*	Не лимитируется		30

Примечание. КЛТ — кристаллический литейный Тайгинский, КЛЗ — кристаллический литейный Завальевский, КЛС — кристаллический литейный из доменных скрапов.

Таблица 184

Технические требования к карандашному графиту по ГОСТ 4404—58

Показатели	Марка	
	А	Б
Зольность, %, не более	3	5
Выход летучих веществ, %, не более	1	1
Содержание влаги, %, не более	1	1
Остаток на сите № 0063, %, не более	0,5	1

Примечание. Графит должен быть освобожден от флотационных реагентов, что определяется методом смачивания графита в воде.

изделий, распространяется ГОСТ 6138—61 (табл. 187—189).

Полевошпатовый концентрат. Полевой шпат применяется в стекольной промышленности, а также для изготовления электроизоляторов, художественного, хозяйственного фарфора, фаянсовой глазури и абразивных материалов.

Технические требования к кусковому и молотому полевому шпату и пегматиту, являющимися продуктами обогащения жильных пород гранитных пегматитов, определяются ГОСТ 7030—67 (табл. 190 и 191).

Технические требования на обогащенное кусковое и молотое кварц-полевошпатовое сырье, применяемое при изготовлении фаянсовых и керамических масс строительной керамики, а также в стекольной промышленности, определяются ГОСТ 15045—69 и ГОСТ 13451—69 (табл. 192 и 193).

Таблица 186

Технические требования к каолиновым концентратам Кыштымского месторождения по ГОСТ 4193—63

Показатели	Сорт		
	I (КМ-1)	II (КМ-2)	III (КМ-3)
Содержание:			
Fe_2O_3, %, не более	1	1,2	2,5
сумма $Fe_2O_3 + TiO_2$, %, не более	1,6	1,9	3
Al_2O_3, %, не менее	37	36	35
Механические примеси, %, не более:			
остаток на сите № 02	—	0,07	0,15
то же, № 0056	0,8	1	2,5
Порог структурообразования каолиновой суспензии, *г/см*³	1,22—1,36	1,22—1,36	—
Активная щелочность (pH), не более	9,5	9,5	9,5
Содержание влаги, %, не более	20	20	20
Механическая прочность на изгиб, *кгс/см*², %, не менее	25	25	—

Таблица 185

Технические требования к графитовым концентратам, выпускаемым Завальевским комбинатом

Марка	ГОСТ и ТУ	Содержание золы, %, не более	Тонина помола, %					
			остаток на сите с ячейкой размером в свету, мм			проходит через сито с ячейкой размером в свету, мм		
			0,16 не более	0,25 не менее	0,071 не более	0,063	0,16 не более	0,045
Тигельный ЗТ	ГОСТ 4569—49	I сорт—8,5, II сорт—11	—	70	—	—	5	—
Элементный крупный ЭЗК	ГОСТ 7478—57	14	40	—	—	Не более 25	—	—
Элементный мелкий ЭЗМ	ГОСТ 7478—57	14	10	—	—	Не менее 45	—	—
Кристаллический (серебристый) для литейных целей КЛЗ	ГОСТ 5279—61	I сорт—18, II сорт—25	40	—	—	—	—	—
Электроугольный ЭУЗ	ТУ 21-30-Ю.1—69	4—5	20	—	—	—	—	—
Малозольный графит:								
ГМ-А	ТУ 21-25-2—67	0,1	—	70	—	—	5	—
ГМ-Г	ТУ 21-25-2—67	I сорт—0,5, II сорт—1	50	—	—	10—50	—	—
ГМ-Е	ТУ 21-25-2—67	Не более 0,5	—	—	5	—	—	75—90

Таблица 187

Технические требования к каолину Просяновского месторождения для изделий тонкой керамики по ГОСТ 6138—61

Показатели	Сорт			
	высший	I	II	III
Содержание, %, не более:				
Fe_2O_3	0,4	0,5	0,8	1
TiO_2	0,4	0,5	0,6	0,8
CaO	0,8	0,8	0,8	0,8
SO_3	0,3	0,3	0,3	0,4
Механические примеси, %, не более:				
остаток на сите № 02	0,02	0,04	0,05	0,1
то же, № 0090	0,4	0,5	0,6	0,7
» », № 0056	0,5	0,6	0,7	0,8
Усадка при 105—110° С, %, не менее	4	4	4	4
Порог структурообразования каолиновой суспензии, $г/см^3$, в пределах	1,28—1,36	1,28—1,36	1,28—1,36	1,28—1,36
Активная щелочность (pH), не более	9,5	9,5	9,5	9,5
Содержание влаги, %, не более	20	20	20	20

Примечания: 1. Для производства сервизно-хозяйственного и художественного фарфора, фаянса и санитарно-строительной керамики допускаются отклонения от установленных в табл. 187 норм содержания окиси железа Fe_2O_3, %, не более: для высшего сорта — 0,6; для I сорта — 0,8; для II сорта 1,0; для III сорта — 1,3, без изменения установленных предельных норм содержания двуокиси титана (TiO_2) и при условии, чтобы суммарное содержание окиси железа и двуокиси титана не превышало для высшего сорта 0,8, для I сорта — 1; для II сорта — 1,4; для III сорта — 1,8%.

2. Просяновский каолин должен поставляться для производства сервизно-хозяйственного и художественного фарфора высшего и I сортов, для производства санитарно-строительного фаянса и полуфарфора II и III сортов. Для производства изделий электротехнического фарфора Просяновский каолин должен поставляться I и II сортов.

3. Расчетное содержание влаги в каолине сухого обогащения, поставляемого для изделий тонкой керамики, должно быть не более 1%.

Таблица 188

Технические требования к каолину Глуховецкого месторождения для изделий тонкой керамики по ГОСТ 6138—61

Показатели	Сорт			
	высший	I	II	III
Содержание, %, не более:				
Fe_2O_3	0,5	0,8	1	1,5
TiO_2	0,8	1	1,2	1,4
CaO		0,8		
SO_3	0,3		0,4	
Механические примеси, %, не более:				
остаток на сите № 02	0,04	0,05	0,1	0,2
то же, № 0090	0,5	0,6	1	1,5
» », № 0056	0,6	0,7	Не нормируется	
Усадка при 105—110° С, %, не менее	2			
Порог структурообразования каолиновой суспензии, $г/см^3$	1,28—1,36			
Активная щелочность (pH), не более	9,5			
Содержание влаги, %, не более	20			

Примечания: 1. Содержание окиси калия и натрия в каолине, поставляемом для производства радиокерамических изделий, определяется по соглашению сторон.

2. Глуховецкий каолин должен поставляться для производства радиокерамических изделий только II сорта.

Таблица 189

Технические требования к каолину Просяновского и Глуховецкого месторождений по ГОСТ 6138–61

Каолин для бумажной промышленности (мокрое обогащение)

Показатели	Сорт			
	высший для покрытий	I	II	III
	для наполнения			
Содержание CaO, %, не более	0,8	Не определяется		
Гранулометрический состав: содержание частиц диаметром более 20 *мкм*, %, не более	2,5	То же		
то же, менее 5 *мкм*, %, не менее	80	» »		
Механические примеси, %, не более: остаток на сите № 02	0,01	0,02	0,05	0,1
то же, № 0090	0,2	0,3	0,5	1,0
Содержание каолина белого цвета, %, не менее	90	88	85	75
Активная щелочность (pH), не более	9,5	—	Не нормируется	
Содержание влаги, %, не более	20			

Примечания: 1. Запрещается поставка разнооттеночного каолина в отгружаемых партиях высшего, I и II сортов.

2. В случае применения бумажной промышленностью каолина сухого обогащения последний поставляется в соответствии с требованиями к I сорту каолина для парфюмерной промышленности.

Каолин для производства ультрамарина

Показатели	Норма
Содержание, %:	
Al_2O_3, не менее	38
Fe_2O_3, не более	0,5
Остаток на сите № 0056, %, не более	0,5
Содержание влаги, %, не более	20

Каолин для кабельной промышленности

Показатели	Сорт	
	I	II
Содержание, %, не более:		
Fe_2O_3	0,3	0,5
SO_3	0,2	0,3
Mn	Определяется, но не нормируется	
Cu	То же	
ионов Cl и SO_4 водорастворимых солей	» »	
Механические примеси, %, не более:	» »	
остаток на сите № 016	0,005	0,01
то же, № 0090	0,25	0,35
» », № 0045	1	Определяется, но не нормируется
Содержание влаги, %, не более	1	

Примечание. Показатель остатка на сите № 0045 в I сорте является факультативным.

Каолин для резиновой промышленности

Показатели	Сорт	
	I	II
Содержание, %, не более:		
Fe_2O_3	0,75	
SO_3	0,4	
Механические примеси (остаток на сите № 016), %, не более	0,005	0,02
Содержание влаги, %, не более	1	

Примечания: 1. Определение содержания SO_3 производится при арбитражных испытаниях.

2. По соглашению сторон для отдельных предприятий резиновой промышленности поставляемый каолин не должен иметь разнооттеночности в одной партии.

Продолжение табл. 189

Гладки для парфюмерной промышленности

Показатели	Сорт		
	высший	I	II
Содержание белого цвета, %, не менее	82	85	83
Механические примеси, %, не более			
остаток на сите № 02	0,005	0,01	0,02
то же, № 0000	0,15	0,25	0,5
Содержание влаги, %, не более		1	

Гладки для изготовления шамотных изделий

Показатели	Сорт	
	I	II
Содержание, %:		
$Al_2O_3 + TiO_2$, не менее	39	36
Fe_2O_3, не более	1,5	2
Огнеупорность, °С, не менее	1750	1730
Содержание влаги, %, не более	20	20

Примечания: 1. Содержание $Al_2O_3 + TiO_2$ и Fe_2O_3 определяется в % на прокаленное вещество.

2. Огнеупорность определяется при арбитражных испытаниях.

Таблица 189

Типы слюдяных концентратов по ГОСТ 1908—71

Тип	Форма и размеры частиц
Подборы	Пластинки произвольной формы толщиной от 80 до 3000 мкм
Обрезная	Прямоугольные пластинки толщиной от 5 до 600 мкм
Щипаная	Пластинки произвольной формы толщиной от 10 до 45 мкм
Фасонные изделия	Детали электровакуумных приборов, шайбы, кольца, теплоотражатели электрических ламп, прокладки и диски различной конфигурации
Дробленая	Чешуйки слюды размером от 160 до 15 000 мкм
Молотая	Порошкообразный продукт с фракциями до 280 мкм
Вермикулит вспученный	Зернистый материал чешуйчатого строения с зернами размером до 10 000 мкм

Таблица 190

Технические требования к кусковому полевому шпату и пегматиту по ГОСТ 7030—67

Показатели	Норма для кускового полевого шпата и пегматита марок				Основная область применения
	Ш1К	Ш2К	П1К	П2К	
Содержание:					
Fe_2O_3, %, не более	0,20	0,30	0,20	0,30	Марки Ш1К и Ш2К для электроизоляторов производства художественного и хозяйственного фарфора и фаянсовой глазури
$CaO + MgO$, %, не более	1,5	1,5	1,5	1,5	
$K_2O + Na_2O$, %, не менее	12	11	8	8	
свободной SiO_2, %, не более	8	10	30	30	
Весовое соотношение $K_2O : Na_2O$, не менее	3	2	3	2	Марки П1К и П2К для электроизоляторов
Размер кусков, мм	20—200	20—200	20—200	20—200	

Примечание. Ш1К — шпат полевой, сорт I кусковой; Ш2К — шпат полевой, сорт II кусковой; П1К — пегматит, сорт I кусковой; П2К — пегматит, сорт II кусковой.

Технические требования к молотому полевому шпату и пегматиту по ГОСТ 7030—67

Таблица 191

Показатели	Нормы для молотого полевого шпата и пегматита марок						Основная область применения
	ШВМ	Ш1М	Ш2М	ПВМ	П1М	П2М	
Содержание:							
Fe_2O_3, %, не более	0,15	0,2	0,3	0,15	0,2	0,3	
$CaO + MgO$, %, не более	1,5						Марки ШВМ, ПВМ, Ш1М, П1М для электроизоляторов, производства художественного, хозяйственного фарфора и фаянсовой глазури
$K_2O + Na_2O$, %, не менее	13	12	11	8	8	8	
свободной SiO_2, %, не более	8	8	10	30	30	30	Марки Ш2М и П2М для электроизоляторов
влаги, %, не более	1						
Весовое соотношение окислов щелочных металлов $K_2O : Na_2O$, не менее	4	3	2	4	3	2	
Остаток на сите № 0056 (ГОСТ 3584—53), %, не более	2						
Потери при прокаливании, %, не более	0,5						

Примечания: 1. ШВМ — шпат полевой, сорт высший, молотый; Ш1М — шпат полевой сорт I молотый; Ш2М — шпат полевой, сорт II, молотый; ПВМ — пегматит, сорт высший, молотый П1М — пегматит, сорт II, молотый; П2М — пегматит, сорт II, молотый.

2. Соотношение суммы окислов щелочных металлов (K_2O+Na_2O) и содержание суммы окислов кальция и магния ($CaO+MgO$) обязательны только при поставке полевого шпата и пегматита для электроизоляторной промышленности.

3. Поставляемые для производства художественного, хозяйственного фарфора и фаянсовой глазури полевой шпат и пегматит марок ШВМ, Ш1К, Ш1М, ПВМ, П1К, П1М могут иметь весовое соотношение окислов щелочных металлов ($K_2O : Na_2O$) не менее 2. Содержание суммы окислов кальция и магния ($CaO+MgO$) в пегматите марок ПВМ, П1К и П1М допускается до 2%.

4. Содержание окиси железа (Fe_2O_3) для полевого шпата и пегматита марок Ш1К, П1К, ШВМ, Ш1М, ПВМ и П1М относится к полевому шпату и пегматиту Чушинского и Енского месторождений, поставляемых для производственного фарфора и фаянсовой глазури. Для полевого шпата и пегматита других месторождений в указанную норму включается сумма окиси железа и окиси титана ($Fe_2O_3+TiO_2$).

5. В полевом шпате и пегматите не допускаются посторонние примеси (турмалин, гранат и др.), видимые невооруженным глазом. Содержание слюды для всех марок допускается до 1 января 1976 г. в количестве не более двух чешуек на 100 зерен во фракциях $-0,8+0,63$ и $-0,63+0,5$ мм.

6. Полевой шпат и пегматит кусковой и молотый, обожженные при 1350—1370° С должны иметь как на поверхности, так и в изломе чистый без «мушек» спек.

7. Допускается до 1 января 1976 г. поставка измельченного пегматита марок П1-800 (сорт I) и П2-800 (сорт II). Химический состав и физические свойства этих марок должны соответствовать нормам для марок П1М и П2М, за исключением тонины помола: остаток на сите с сеткой № 08 (ГОСТ 3584—53) не более 15%, за исключением остаток на сите с сеткой № 1,25 (ГОСТ 3584—53) не более 2,5%. Содержание пылеватых частиц (просев через сито с сеткой № 0071) (ГОСТ 3584—53) допускается не более 15%.

Таблица 192

Технические требования к кусковому и молотому кварц-полевошпатовому сырью и пегматиту по ГОСТ 15045—69

Показатели	Норма для марок		
	ПФК	КПМ-1	КПМ-2
Содержание:			
Fe_2O_3, %, не более	0,3	0,2	0,3
$CaO + MgO$, %, не более	2	2	2
$K_2O + Na_2O$, %, не менее	8	8	7,5
свободной SiO_2, %, не более	35	35	40
влаги, %, не более	Не нормируется	2	2
Весовое соотношение $K_2O : Na_2O$, не менее	0,9	0,9	Не нормируется
Остаток на сите с сеткой № 0056, %, не более	—	2	2

Примечания: 1. ПФК — пегматит фаянсовый кусковой; КПМ-1 — кварц-полевошпатовое сырье молотое, сорт I; КПМ-2 — кварц-полевошпатовое сырье молотое, сорт II.

2. Размер кусков пегматита марки ПФК должен быть в пределах 20—200 мм.

3. Кусковое и молотое кварц-полевошпатовое сырье, обожженное при 1350—1370 °С, должно иметь чистый спек, без «мушек».

4. В кусковом сырье не должно быть видимых невооруженным глазом засоряющих примесей: слюды, турмалина, граната и др.

5. Кусковое и молотое кварц-полевошпатовое сырье и пегматит применяются для изготовления фаянсовых и керамических масс строительной керамики.

Таблица 194

Технические требования к молотому пылевидному кварцу по ГОСТ 9077—59

Показатели	Марка		
	КП-1	КП-2	КП-3
Содержание:			
влаги, %, не более	2		
SiO_2, %, не менее	98		
$Fe_{мет}$, %, не более	0,05		Не нормируется
Реакция водной вытяжки	Нейтральная		Не нормируется
Зерновой состав:			
остаток на сите № 016, %, не более	1	2	1
то же, № 010, %, не более	2,5	5	2,5
то же, № 0063, %, не более		10	
через сито № 005 должно проходить, %, не менее	80	70	80

Примечание. С согласия заказчика допускается поставка пылевидного кварца марки КП-2 с содержанием металлического железа до 0,4%. В этом случае перед применением пылевидного кварца необходимо его прокаливать.

Концентрат кварцевый. Технические условия (ГОСТ 9077—59) распространяются на кварц молотый пылевидный, изготавливаемый измельчением чистого кварцевого (стекольного) песка до тонкодисперсного состояния и применяется в производстве точного литья по выплавляемым моделям и при изготовлении противопригарных красок для стального литья (табл. 194).

Стекольные кварцевые пески в зависимости от содержания окислов железа, кремнезема и физико-химических свойств подразделяются на марки КП-1, КП-2 и КП-3.

Концентрат слюдяной и вермикулит вспученный. Основное применение слюды — электроизоляционные материалы. Типы, марки, основные параметры и преимущественные области применения слюдяных концентратов в народном хозяйстве приведены в табл. 195 (ГОСТ 10698—71).

Технические требования к полевошпатовому и кварц-полевошпатовому сырью по ГОСТ 13451—68

Таблица 193

Показатели	Марка сырья						Основная область применения
	полевошпатового			кварц-полевошпатового			
	ПС-1	ПС-2	ПС-3	КПС-1	КПС-2	КПС-3	
Содержание: Fe в пересчете на Fe_2O_3, %, не более	0,2	0,3	Не нормируется	0,2	0,4	Не нормируется	Марки ПС-2 и КПС-2 для изготовления листового стекла Марки ПС-3 и КПС-3 для изготовления изделий из темноцветного стекла Марки ПС-1 и КПС-1 для изготовления технического стекла
$Na_2O + K_2O$, %, не менее		10			7		
SiO_2, %, не более		65			75		
Al_2O_3, %, не менее		16			13		
влаги, %, не более		1			1		
Остаток на сетке № 07 (ГОСТ 3584—53), %, не более		5			5		

Примечания: 1. ПС-1 — полевошпатовое сырье; КПС-1 — кварц-полевошпатовое сырье; ПС-2 — полевошпатовое сырье; КПС-2 — кварц-полевошпатовое сырье; ПС-3 — полевошпатовое сырье; КПС-3 — кварц-полевошпатовое сырье.

2. Отклонения показателей между смежными отгруженными партиями сырья допускаются по двуокиси кремния не более ±1,5%, по окиси алюминия не более ±0,5%, по сумме окислов щелочных металлов не более ±0,5%.

Таблица 196

Технические требования к дробленой и молотой слюде по ГОСТ 10698—71

Марка	Слюда	Размер частиц, мкм
—	Дробленая, мусковит	От 160 до 15 000
—	Дробленая, флогопит	От 160 до 15 000
А	Молотая, для резиновой промышленности	До 127
Б	То же	До 160
—	Молотая, мусковит электродная	До 280
—	Молотая, для электронной промышленности	Удельная поверхность по воздухопроницаемости 10 000—14 000 $см^2/г$
СМО-63	Молотая, для производства обоев	До 63
СМО-125	То же	До 125

Таблица 197

Технические требования к вспученному вермикулиту по ГОСТ 12865—67

Марка	Объемная насыпная масса, кг/м³, не более	Коэффициент теплопроводности (ккал·м², не более) при средней температуре, градусов	
		25 ± 5	325 ± 5
Вермикулит вспученный:			
100	100	0,055	0,13
150	150	0,06	0,135
200	200	0,065	0,14

Технические требования на основные виды слюды (мусковит, флогопит) определены ГОСТ 10693—71 (табл. 196).

Вермикулит, обладая низкой теплопроводностью, звукопепропицаемостью, огнестойкостью, морозостойкостью и биостойкостью, применяется в строительстве. Кроме того, вермикулитовый концентрат находит применение в сельском хозяйстве.

Вермикулит в зависимости от размера зерен делится на крупный (от 5 до 10 *мм*), средний (от 0,6 до 5 *мм*), мелкий (до 0,6 *мм*).

В зависимости от объемного насыпного веса вермикулит подразделяется на марки: 100, 150 и 200 и должен соответствовать требованиям ГОСТ 12865—67 (табл. 197).

Глава XII

Фабрики для обогащения апатитовых и фосфоритовых руд

§ 26. Фабрики комбината «Апатит» (Мурманская область)

В состав комбината «Апатит» входят четыре рудника и две обогатительные фабрики АНОФ-1 и АНОФ-2.

Рудной базой комбината являются месторождения: Кукисвумчоррское, Саамское, Юкспорское, Апатитовый Цирк и Плато Расвумчорр, которые геологически составляют единое апатито-нефелиновое рудное тело, связанное с Хибинскими горами.

Апатито-нефелиновые руды отрабатываемых в настоящее время месторождений одинаковы по минеральному составу и различаются количественным соотношением породообразующих минералов. Основные минералы: апатит (42—44%), нефелин (32—39%), эгирин с авгитом (6—8%), полевой шпат (примерно 4%), сфен (0,8—1,6%) и титаномагнетит (1,2—2,2%).

Апатит хибинский принадлежит к фторапатитам [$3Ca_3(PO_4)_2 \cdot CaF_2$] с теоретическим содержанием P_2O_5 41,24%. Зерна апатита обычно мельче зерен сопутствующих минералов: от 0,1 до 1 *мм* (мелкие зерна) и от 2 до 12 *мм* (крупные зерна). Они обладают повышенной хрупкостью по сравнению с зернами сопутствующих минералов.

Химический состав апатито-нефелиновых руд текущей добычи приведен в табл. 198.

Особое место среди апатито-нефелиновых руд занимают окисленные руды — разрушенные, охристые, образовавшиеся в процессе выветривания основных пород. Им свойственна бурая окраска, рыхлость, видоизменение первичных минералов (в основном нефелина), наличие значительного количества глинистых шламов. Зерна апатита, добытого из разрушенных зон, часто покрыты тончайшей пленкой халькопирита, гидроокислов железа и глины. Толщина пленок колеблется от 1 до 5 *мкм*.

Общее содержание окисленных руд Хибинского массива составляет 8—10%. Окисленные руды перерабатываются в смеси с обычными рядовыми рудами. В питании фабрики содержание окисленных разностей составляет 12—15%; процесс обогащения при этом протекает успешно. При поступлении смешанных руд переменного состава или при повышении содержания в исходном питании окисленных разностей потери P_2O_5 с хвостами повышаются и снижается качество апатитового концентрата.

Руды, перерабатываемые на комбинате «Апатит», относятся к весьма плотным изверженным породам. Плотность их 2,8—3 *т/м*³, коэффициент крепости 6—8, влажность примерно 2%, крупность максимального куска в зависимости от системы разработки колеблется от 700 до 1000 *мм*. Отработка месторождений ведется как открытым, так и подземным способом.

Корпуса дробления фабрик работают 305 дней в году по 21 ч в сутки, а корпуса обогащения — 340 дней в году с непрерывной рабочей неделей по 24 ч в сутки. Технологические схемы фабрик почти одинаковы.

Товарной продукцией комбината являются апатитовый и нефелиновый (МРТУ 6-12-10—66) [1] концентраты. В общем

[1] Al_2O_3 на сухой вес $\geqslant 29 \pm 1$, влаги $\leqslant 1 \pm 0{,}5$.

Химический состав апатито-нефелиновых руд комбината «Апатит» Таблица 198

Руда	Содержание, %											
	P_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Fe_2O_3	FeO	TiO_2	MnO	Na_2O	K_2O	Fe
Апатито-нефелиновая	16,0	23,1	13,5	25,6	0,7	4,8	0,9	1,6	0,2	5,5	3,0	1,12

Примечание. В руде в незначительном количестве присутствует стронций.

балансе сырья для фосфатных удобрений страны получаемые апатитовые концентраты составляют около 75%.

Апатитовый концентрат отвечает ГОСТ 5.1188—72. Нефелиновый концентрат в соответствии с требованиями технических условий МРТУ 6-12-10—66 должен содержать 29% Al_2O_3 при влажности 1—1,5%.

Фабрика № 1 комбината «Апатит» (АНОФ-1)

АНОФ-1 введена в эксплуатацию в 30-х годах и в дальнейшем неоднократно расширялась; одновременно совершенствовалась технология и модернизировалось оборудование, изменялись требования к крупности концентратов. Этим в значительной мере объясняется наличие на фабрике различий в технологических схемах и конструктивно-компоновочных решениях отдельных секций (потоков).

В настоящее время на фабрике перерабатывается 11—11,5 млн. *т* руды в год и выпускается 4,3—4,5 млн. *т* апатитового концентрата.

Руда подается на фабрику по электрифицированной железной дороге в вагонах-самосвалах (думпкарах) грузоподъемностью 50 и 90 *т*.

Технологическая схема производства апатитового концентрата (рис. 213) включает три стадии дробления в открытом цикле. Дробленая руда содержит: 4% класса +25 *мм*, 34% класса —25+10 *мм* и 62% класса —10 *мм* (в том числе 4—6% —0,010 *мм*).

Измельчение руды осуществляется на трех отдельных секциях. Достаточная полнота раскрытия зерен апатита достигается при крупности измельчения 33—36% класса —0,074 *мм*.

Флотацию руды на двух потоках проводят при крупности 52—55% класса —0,074 *мм* без последующего доизмельчения концентрата, а на третьем потоке при более грубом помоле — до 43—46% —0,074 *мм*, но с доизмельчением концентрата до кондиций, обусловленных требованиями ГОСТ 5.1188—72.

Измельченная руда I и II потоков флотируется на 15 флотационных секциях, оборудованных механическими флотационными машинами «Крупп — Грузон» с камерами емкостью 2,5 и 3 $м^3$. Руда III потока флотируется на механических флотационных машинах «Крупп — Грузон» с камерой емкостью 3 $м^3$. Флотационный концентрат доизмельчается в шаровой мельнице с центральной разгрузкой 2700 × × 2400 *мм*, работающей в замкнутом

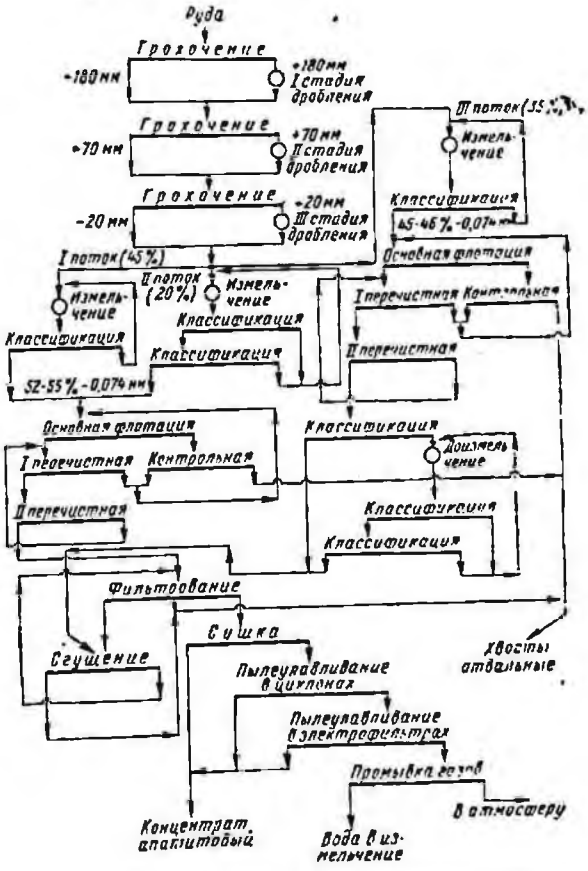


Рис. 213. Технологическая схема производства апатитового концентрата АНОФ-1

цикле с гидроциклонами диаметром 750 *мм*.

Основным реагентом при флотации апатита является омыленная смесь состава: 18% дистиллированного таллового масла, 35% сырого таллового масла, 30% вторичного масляного гудрона, 7% окисленного петролатума, 10% технических жирных кислот. Эта смесь обладает собирательными и вспенивающими свойствами. Введение вторичного масляного гудрона повышает собирательные свойства реагента. Для полноты омыления масел избыточную щелочность раствора поддерживают в пределах 15—20%. Жидкое стекло (депрессор алюмосиликатов) расходуется в количестве 50 *г/т*. В основную флотацию подают 50—55% смеси реагентов, в контрольную 45—50%.

При повышении содержания в исходном сырье окисленных руд к обычно применяемым реагентам добавляют поверхностно-активный реагент ОП-4. Оптимальные условия флотации исходной руды достигаются при pH = 9,5 ÷ 10; необходимую щелочность поддерживают подачей в начало флотации едкого натра.

Расход реагентов на АНОФ-1 на 1 *т* руды, *г*

Апатитовый концентрат	
Талловое масло:	
дистиллированное	32
сырое	61
Окисленный петролатум . . .	5
ОП-4	3
Вторичный масляный гудрон .	19
Жирные кислоты	77
Жидкое стекло	50
Едкий натр	70
Железный купорос (в обезвоживание и для осветления сточных вод)	1000
Нефелиновый концентрат	
Талловое масло	258
Едкий натр	173
Хлористый кальций	550

В результате флотации получают следующие технологические показатели: содержание P_2O_5 в концентрате 39,40%, в хвостах — 2,06%, извлечение P_2O_5 в концентрат 93,9%, содержание в концентрате класса +0,15 *мм* 13,04%.

Флотационный апатитовый концентрат, содержащий 45—50% твердого, подвергается фильтрованию в барабанных вакуум-фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью. Для интенсификации сгущения и фильтрования в процесс подают коагулянт — 20—30%-ный раствор железного купороса. Кек вакуум-фильтров влажностью 11,2—11,4% высушивается во вращающихся сушильных барабанах до содержания влаги 1—1,5%. Отходящие газы сушильных барабанов, имеющие температуру 80—130° С, перед выбросом в атмосферу подвергают трехстадиальной очистке от пыли (в батарейных циклонах, трехпольных электрофильтрах и пенных пылеуловителях). Коэффициент полезного действия всех газоочистных систем фабрики составляет 89,9—99,8%. Концентрат после сушки системой конвейеров подается на склад готовой продукции.

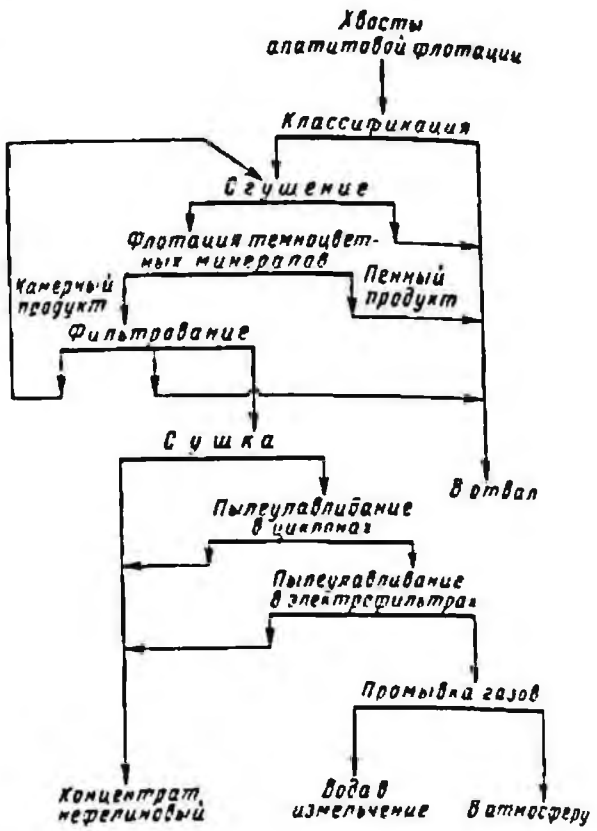


Рис. 214. Технологическая схема производства нефелинового концентрата на АНОФ-1

Нефелиновый концентрат на АНОФ-1 получают из хвостов апатитового производства в виде камерного продукта при флотации темноцветных минералов — сфена, эгирина, титаномагнетита.

Технологическая схема производства нефелинового концентрата (рис. 214) включает предварительную классификацию и сгущение хвостов апатитового производства, обратную флотацию сгущенного продукта, фильтрование и сушку готового нефелинового концентрата.

Классификация хвостов апатитового производства осуществляется в гидроциклонах диаметром 750 *мм*. Сливы гидроциклонов,

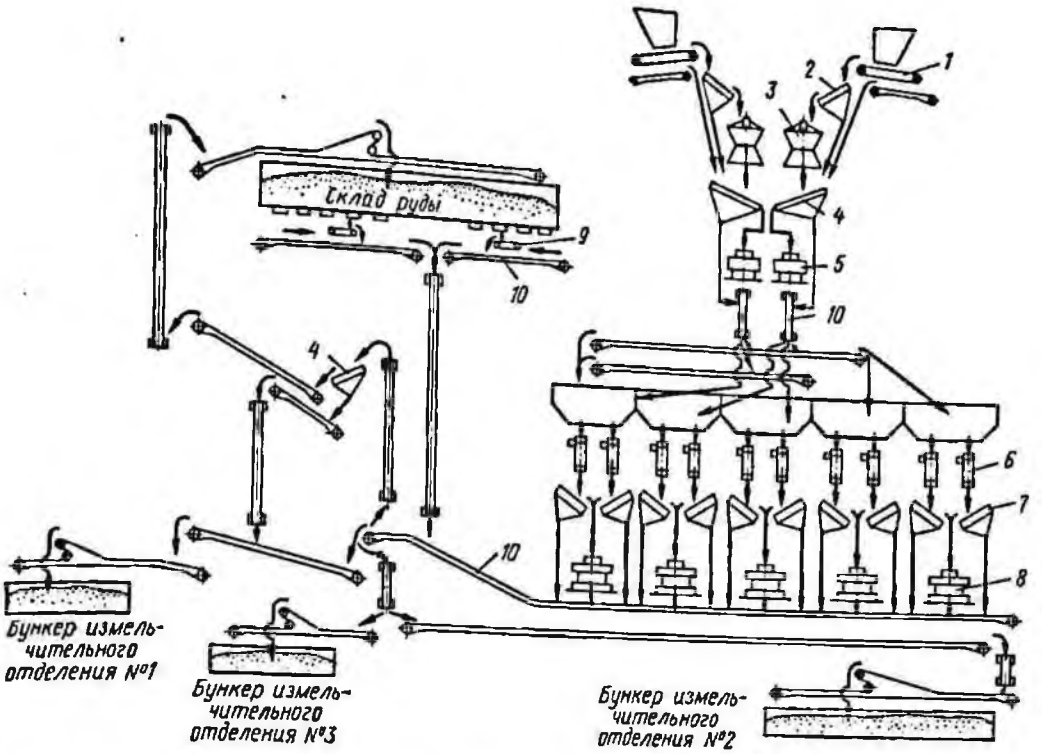


Рис. 215. Схема цепи аппаратов дробильного комплекса АНОФ-1:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 12 000 *мм*; *2* — колосниковый грохот; *3* — конусная дробилка крупного дробления ККД-900; *4* — инерционные грохоты 1800 × 3600 *мм*; *5* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *6* — пластинчатый питатель 800 × 2000 *мм*; *7* — инерционный грохот 1400 × 4200 *мм*; *8* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *9* — пластинчатый питатель; *10* — ленточный конвейер

содержащие 16—19% класса +0,15 *мм*, поступают в два сгустителя диаметром по 30 *м*. Пески гидроциклонов временно направляются в отвал, а в дальнейшем их будут доизмельчать и флотировать для доизвлечения нефелина.

Флотация осуществляется в механических флотационных машинах «Крупп — Грузон» с камерой емкостью 3 $м^3$. В пенный продукт переходят остатки апатита, титаномагнетит, сфен и эгирин, а камерный продукт является нефелиновым концентратом, который содержит 29% Al_2O_3.

В качестве собирателя во флотацию подают 3%-ный омыленный раствор сырого таллового масла с 30—35%-ным избытком щелочи (800 *г/т* концентрата). В голову флотации подают едкий натр (550 *г/т* концентрата). pH пульпы поддерживается в пределах 10—10,5.

Готовый нефелиновый концентрат фильтруют на барабанных вакуум-фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью. Для повышения производительности фильтров под фильтроткань укладывают капроновую сетку. Для интенсификации процессов сгущения и фильтрования подают коагулянт — хлористый кальций (1,9 *кг/т* концентрата). Кек влажностью 16—17% подвергается сушке до содержания влаги 1—1,5%. Отходящие газы перед выбросом в атмосферу очищаются так же, как и в апатитовом производстве. Сухой концентрат системой ленточных конвейеров подается на склад готовой продукции.

Расход электроэнергии, воды и материалов на АПОФ-1 на 1 *т* руды

Апатитовый концентрат

Электроэнергия, *квт·ч*	22,75
Вода, $м^3$	4,73
Фильтроткань, $м^2$:	
хлопчатобумажная	0,0003 *
капроновая	0,0095 *
Сетка капроновая, $м^2$	0,0006 *
Топливо жидкое (условное), *кг*	15,34 *

Нефелиновый концентрат

Электроэнергия, *квт·ч*	5,7
Вода, $м^3$	3,67
Фильтроткань, $м^2$	0,01
Топливо жидкое (условное), *кг*	7,9

* Расход на 1 *т* концентрата.

Схема цепи аппаратов дробильного комплекса показана на рис. 215. Производительность основного оборудования приведена в табл. 199.

Таблица 139

Удельная производительность основного оборудования АНОФ-1

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Апатитовый концентрат		
Дробилка конусная:		
крупного дробления ККД-900	*т/ч*	920—980
среднего дробления КСД-2100	*т/ч*	920—980
мелкого дробления КМД-2200	*т/ч*	365—380
Мельница шаровая с центральной разгрузкой:		
МШЦ-2700 × 3600	*т/ч*	46—48
МШЦ-2700 × 4200	*т/ч*	53—58
Флотационная машина механическая:		
емкость камеры 2,5 $м^3$	$т/м^3 \cdot ч$	0,74
то же, 3 $м^3$ . .	$т/м^3 \cdot ч$	0,74—0,89
» » 3 $м^3$ . .	$т/м^3 \cdot ч$	0,96 (при грубом помоле)
Вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью БД25-2,6/3,3 . . .	*т/ч*	16,88
Сушилка барабанная 2400 × 12000 *мм* .	*т/ч*	33,59
Нефелиновый концентрат		
Флотационная машина с камерой емкостью 3 $м^3$	*т/ч*	2,43
Вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью БД25-2,6/3,3	*т/ч*	13,75
Сушилка барабанная 2400 × 12000 *мм* .	*т/ч*	24,35

Отвальные хвосты всех цехов самотеком по стальным трубопроводам диаметром 1000 *мм* направляются в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 10 *км* от фабрики. Осветленная вода из хвостохранилища сбрасывается в оз. Имандра.

Схема сооружений АНОФ-1 показана на рис. 216, а разрезы основных производственных корпусов приведены на рис. 217 и 218.

Фабрика № 2 комбината «Апатит» (АНОФ-2)

Первая очередь АНОФ-2 пущена в 1962—1963 гг. Фабрика перерабатывает ежегодно 23—25 млн. *т* руды и выпускает 10 млн. *т* апатитового концентрата.

На фабрику поступают руды, содержащие примерно 16,5—18,5% P_2O_5 и до 20—25% окисленных разностей. Поэтому технологические показатели АНОФ-2 несколько ниже показателей АНОФ-1.

Руда подается по электрифицированной железной дороге в вагонах-самосвалах (думпкарах) грузоподъемностью 100 *т*.

Технологическая схема производства апатитового концентрата (рис. 219) включает трехстадиальное дробление руды до крупности 25—0 *мм* с грохочением перед каждой стадией, измельчение до крупности 52—55% класса —0,074 *мм*, основную и контрольную флотацию с тремя перечистками концентрата, двухстадиальное сгущение, фильтрование и сушку апатитового концентрата.

Для усреднения исходного питания слив классификаторов с четырех измельчительных секций объединяется в пульподелителе и распределяется на четыре флотационные секции. На каждой секции установлены: одна шаровая мельница с разгрузкой через решетку 3600 × 4000 *мм*, работающая в замкнутом цикле с двухспиральным классификатором с непогруженной спиралью диаметром 3000 *мм*; 24 камеры механических флотационных машин с камерами емкостью по 6,3 $м^3$ и 8 камер механических флотационных машин с камерами емкостью по 3,2 $м^3$.

Импеллеры флотационных машин имеют пониженную частоту вращения: 210 *об/мин* на машинах с камерой емкостью 6,3 $м^3$ и 240 *об/мин* — с камерой емкостью 3,2 $м^3$.

Во флотации на АНОФ-2 применяют те же реагенты, что и на АНОФ-1, однако расход их несколько больше вследствие более высокого содержания окисленных руд.

Расход реагентов на АНОФ-2 на 1 *т* руды, *г*

Талловое масло:	
дистиллированное	58
сырое	76
Окисленный петролатум . . .	11
ОП-4	8
Вторичный масляный гудрон .	36
Жирные кислоты	26
Жидкое стекло	69
Едкий натр	91
Железный купорос (в обезвоживание и на осветление сточных вод)	1000

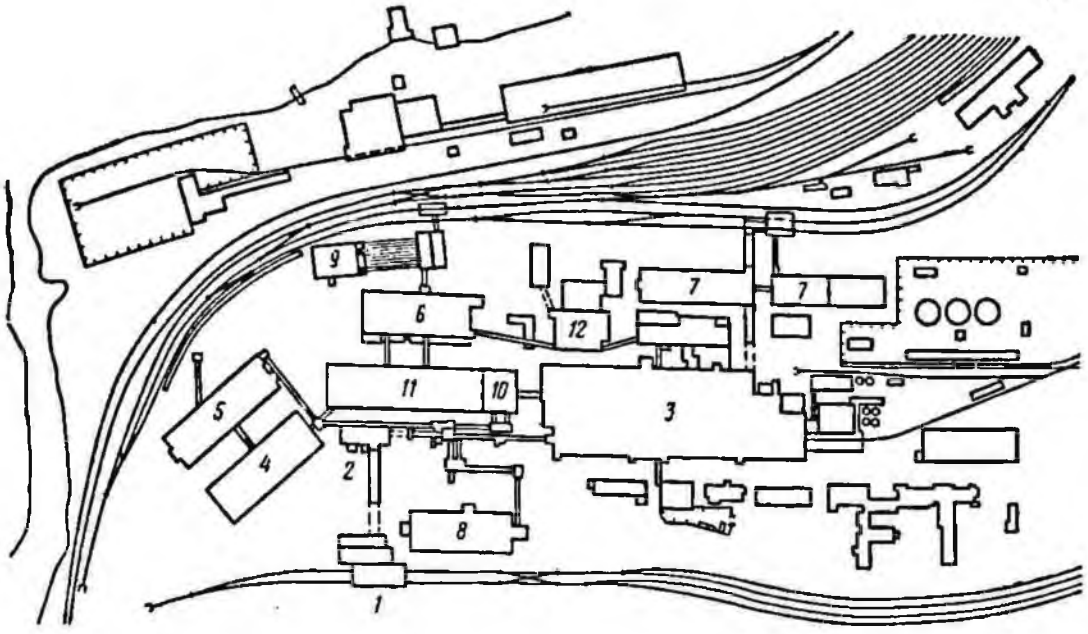


Рис. 216. Схема сооружений АНОФ-1:

1 — корпус крупного и среднего дробления; *2* — то же, мелкого дробления; *3* — то же, главный; *4* — то же, предварительного сгущения; *5* — то же, измельчения и флотации апатитового концентрата; *6* — то же, флотации, фильтрования и сушки нефелинового концентрата; *7* — склады апатитового концентрата; *8* — склад дробленой руды; *9* — то же, нефелинового концентрата; *10* — отделение измельчения и флотации апатитового концентрата; *11* — то же, сгущения апатитового концентрата; *12* — то же, фильтрования и сушки апатитового концентрата

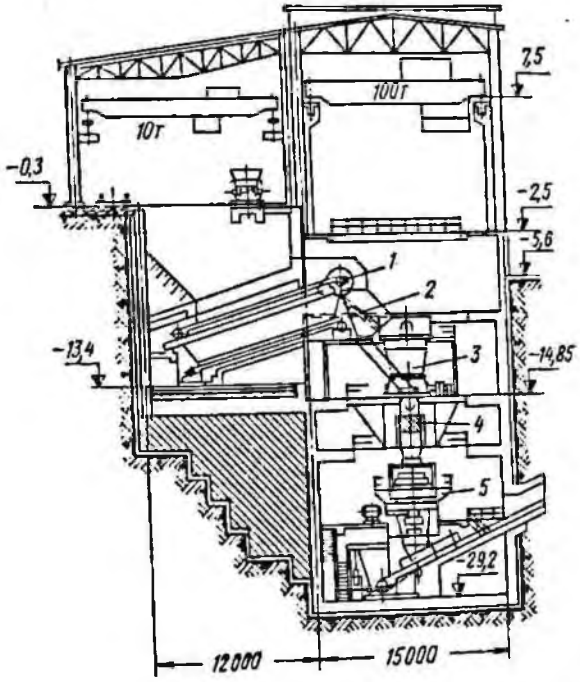


Рис. 217. Корпус крупного и среднего дробления АНОФ-1:

1—5 — см. рис. 215

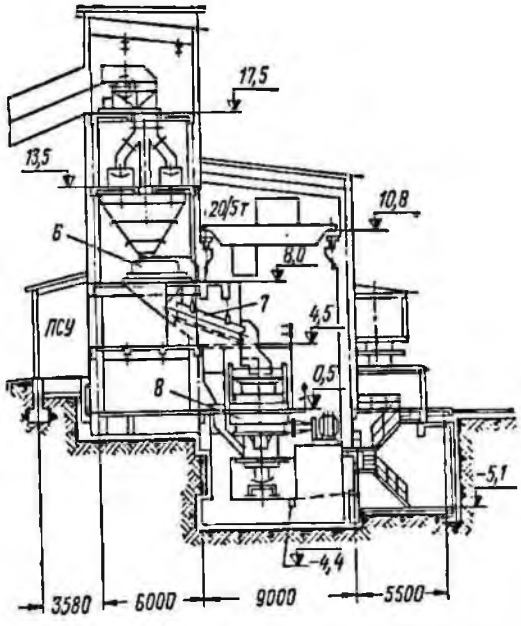


Рис. 218. Корпус мелкого дробления АНОФ-1:

1—8 — см. рис. 215

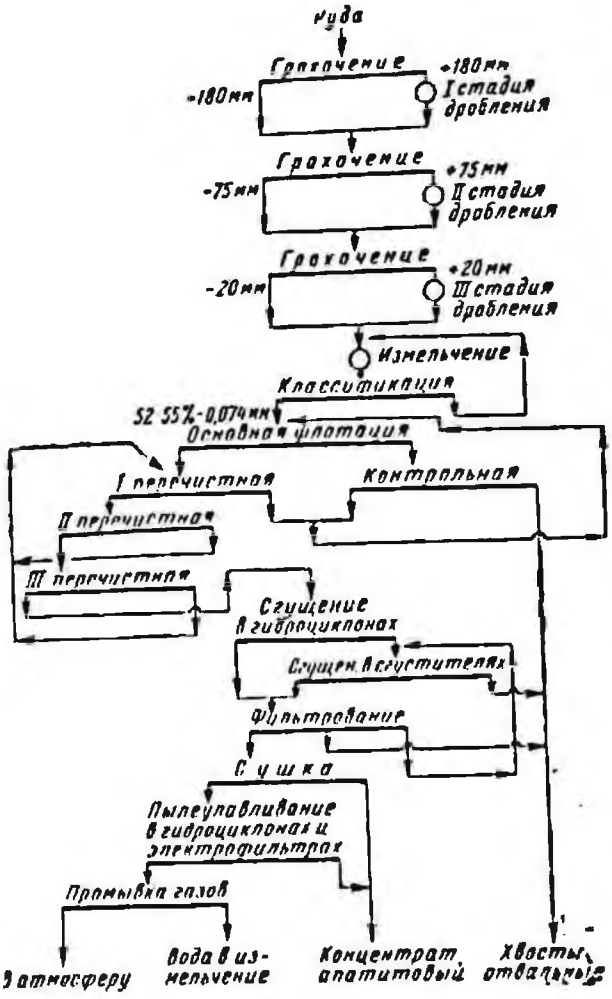


Рис. 219. Технологическая схема производства апатитового концентрата АНОФ-2

Принятые на АНОФ-2 схема и реагентный режим позволяют получить следующие технологические показатели: содержание P_2O_5 в концентрате 39,4%, в хвостах — 2,31%, извлечение P_2O_5 в концентрат 92%, содержание в апатитовом концентрате класса +0,15 мм 12,83%.

Флотационный концентрат для уменьшения нагрузки на сгустители предварительно сгущается в гидроциклонах диаметром 750 мм, слив которых поступает в сгустители диаметром 30 м. Сгущенные продукты гидроциклонов и сгустителей объединяются и направляются в корпус фильтрования и сушки. С этим корпусом сблокировано отделение очистки газов сушильных барабанов, которая осуществляется так же, как и на АНОФ-1, но в аппаратах большей производительности.

Расход электроэнергии, воды и материалов на АНОФ-2 на 1 т руды

Электроэнергия, квт·ч	24,1
Вода, м³	5,1
Шары, кг	0,74
Фильтроткань, м²:	
«Чефер»	0,004 *
капроновая	0,012 *
Сетка (капроновая), м²	0,0007 *
Топливо жидкое (условное), кг	14,6 *

* Расход на 1 т концентрата.

Схемы цепи аппаратов отделений фабрики показаны на рис. 220 и 221.

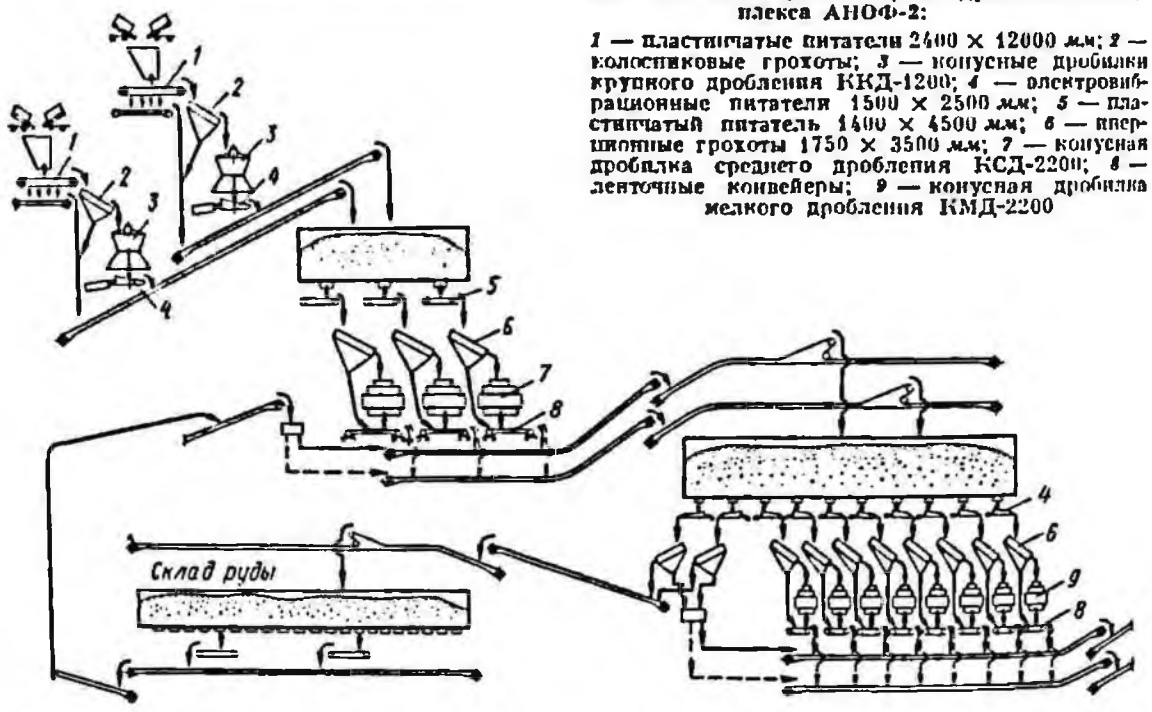


Рис. 220. Схема цепи аппаратов дробильного комплекса АНОФ-2:

1 — пластинчатые питатели 2400 × 12000 мм; *2* — колосниковые грохоты; *3* — конусные дробилки крупного дробления ККД-1200; *4* — электровибрационные питатели 1500 × 2500 мм; *5* — пластинчатый питатель 1400 × 4500 мм; *6* — инерционные грохоты 1750 × 3500 мм; *7* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *8* — ленточные конвейеры; *9* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200

Рис. 221. Схема цепи аппаратов корпусов главного, фильтрования и сушки АНОФ-2:

1 — шаровая мельница с решеткой МШР-3600 × 4000; *2* — двухспиральный классификатор с погруженной спиралью 2КСН-30; *3* — механические флотационные машины ФМР-63 для основной и контрольной флотации; *4* — механические флотационные машины ФМР-25 для I—III перечистной флотации; *5* — песковый насос; *6* — пульподелитель; *7* — гидроциклон; *8* — сгуститель с периферическим приводом 11-30; *9* — барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5; *10* — ленточный конвейер; *11* — барабанная сушилка 3500 × × 27 000 *мм*; *12* — батарейный циклон; *13* — электрофильтр ГП-40; *14* — скруббер

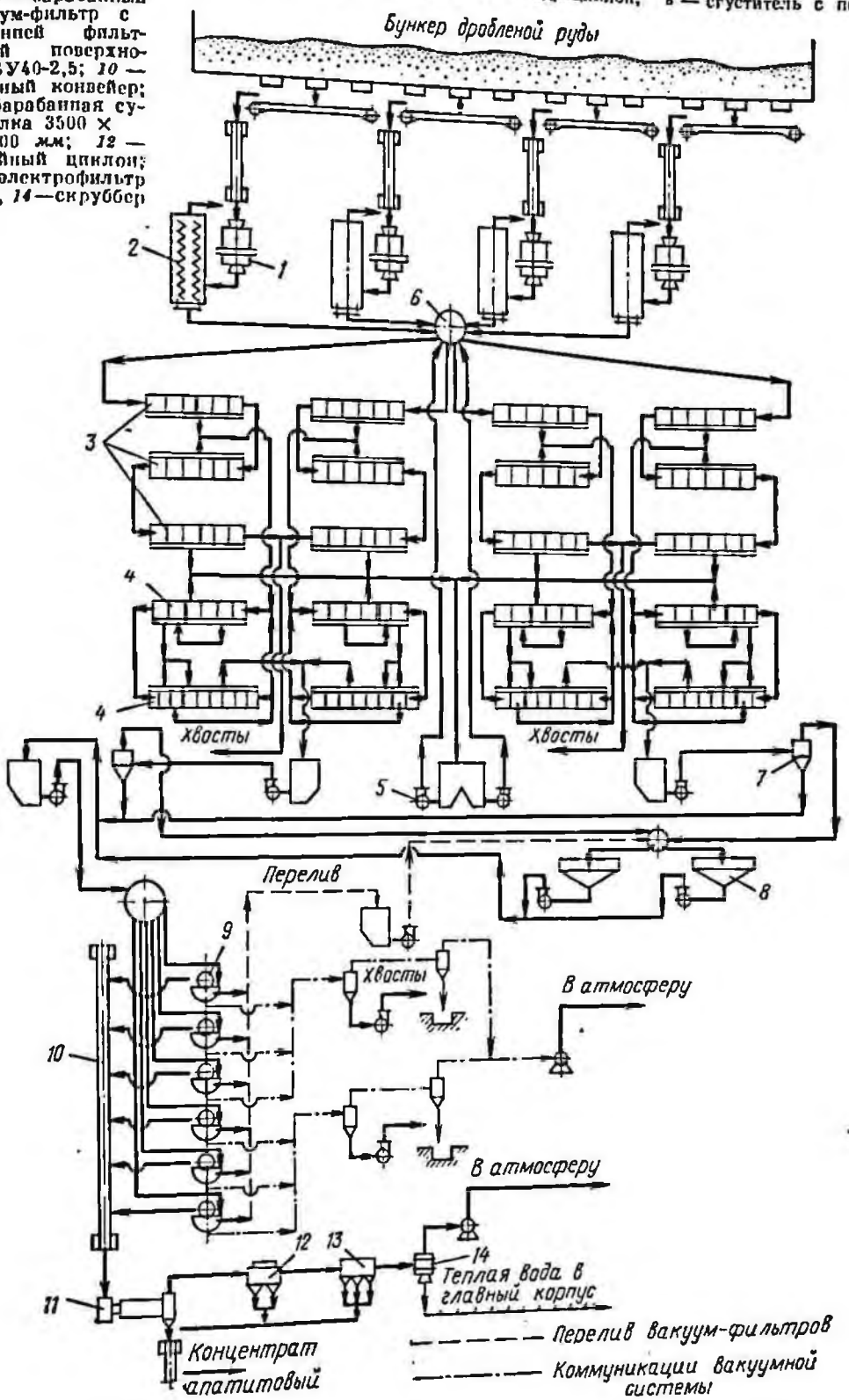


Таблица 200

Производительность основного оборудования АПОФ-2

Оборудование	Производительность, т/ч
Дробилка конусная:	
крупного дробления ККД-1200	1300
среднего дробления КСД-2200	1200
мелкого дробления КМД-2200	307
Мельница шаровая с решеткой МШР-3600 × 4000	98
Классификатор двухспиральный с непогруженной спиралью 2КСН-30	98
Вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5	24,4
Сушилка барабанная 3500 × × 27 000 мм	137

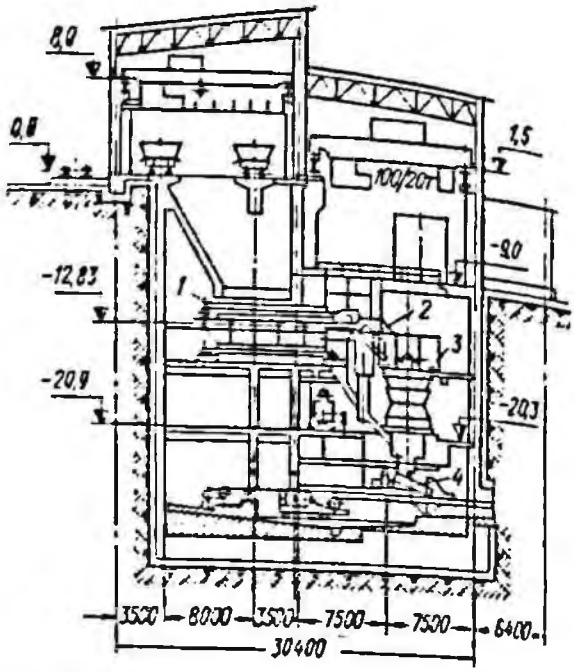


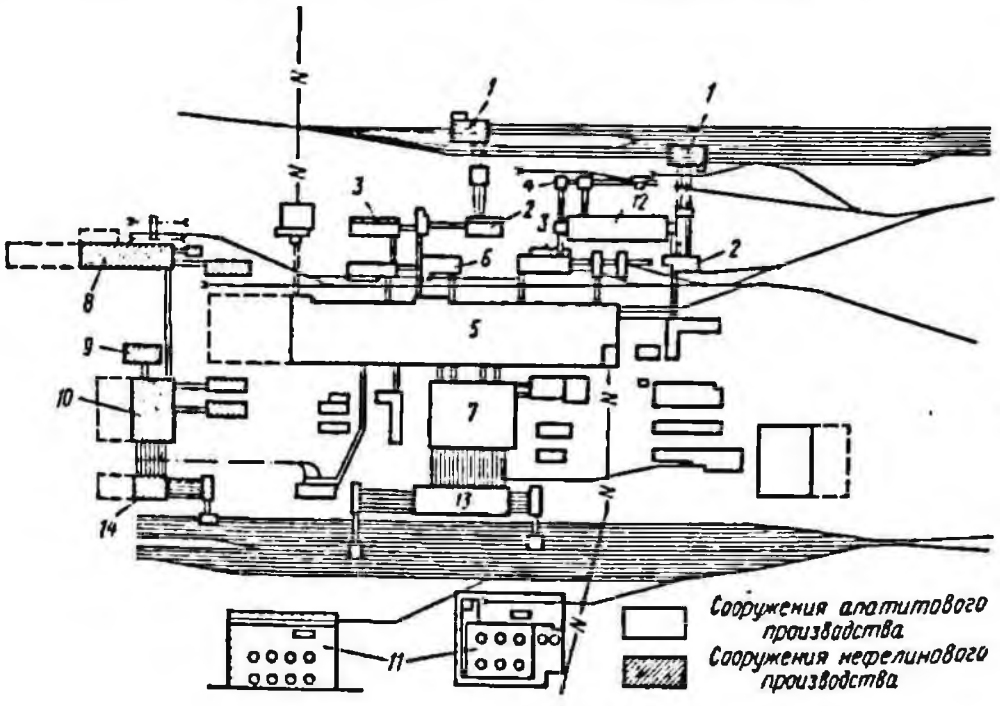
Рис. 223. Корпус крупного дробления АПОФ-2:
1—4 — см. рис. 220

Рис. 222. Схема сооружений АПОФ-2:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего дробления; *3* — то же, мелкого дробления; *4* — то же, сортировки богатой руды; *5* — то же, главный (корпус обогащения апатита); *6* — то же, приготовления реагентов; *7* — то же, фильтрования и сушки апатитового концентрата; *8* — то же, обогащения нефелина; *9* — то же, сгущения; *10* — то же, фильтрования и сушки нефелинового концентрата; *11* — то же, приготовления реагентов для нефелинового производства; *12* — склад дробленой руды; *13* — то же, апатитового концентрата; *14* — то же, нефелинового концентрата

Производительность основного оборудования приведена в табл. 200.

Хвосты апатитового производства самотеком подаются в насосную станцию № 1, откуда грунтовыми насосами 28Гр-8Т перекачиваются на расстояние 7 км в хвостохранилище, расположенное в губе Белой оз. Имандра. Осветленная вода из хвостохранилища сбрасывается в оз. Имандра.



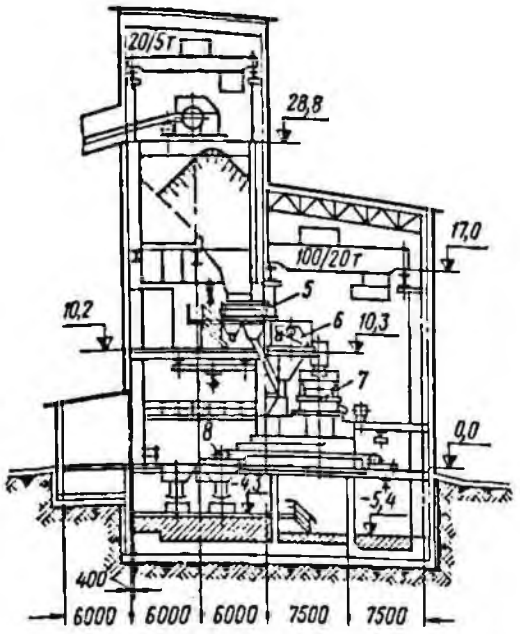


Рис. 224. Корпус среднего дробления АНОФ-2: 5—8 — см. рис. 220

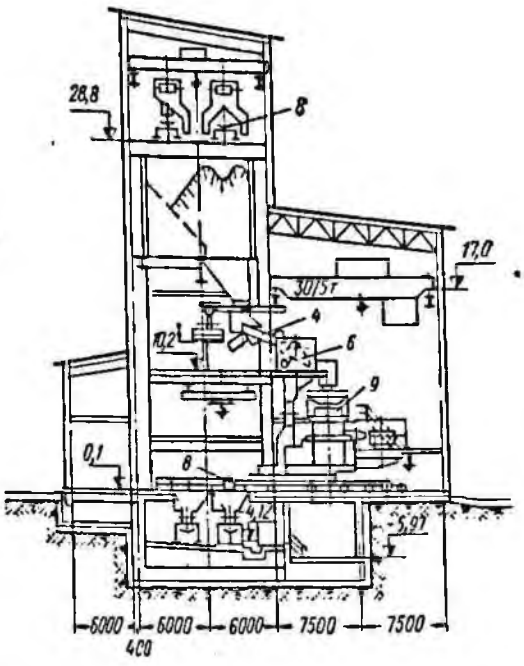


Рис. 225. Корпус мелкого дробления АНОФ-2: 4, 6, 8 и 9 — см. рис. 220

Схемой сооружений АНОФ-2 (рис. 222) предусмотрено строительство и пуск фабрики очередями, что позволит в дальнейшем увеличивать производство апатитового и нефелинового концентратов, а также получать при необходимости сфеновый, эгириновый и титаномагнетитовый концентраты.

Дробильный цикл на фабрике включает два самостоятельных комплекса сооружений. Во втором дробильном комплексе, аналогичном первому, в настоящее время установлена только часть оборудования, остальное будет установлено при последующем расширении фабрики на полную проектную мощность.

Для предотвращения смерзания руда перед поступлением на склад подвергается грохочению. Класс 20—0 *мм* направляется в отделение измельчения. В комплексе со складом руды предусмотрены сооружения для сортировки и отгрузки богатой руды крупностью 25—100 *мм*.

Главный корпус выполнен также в виде двух частей (очередей), разделенных между собой промежуточной ремонтно-монтажной площадкой. Первая часть главного корпуса состоит из 16, вторая — из 14 мельнично-флотационных секций. Основ-

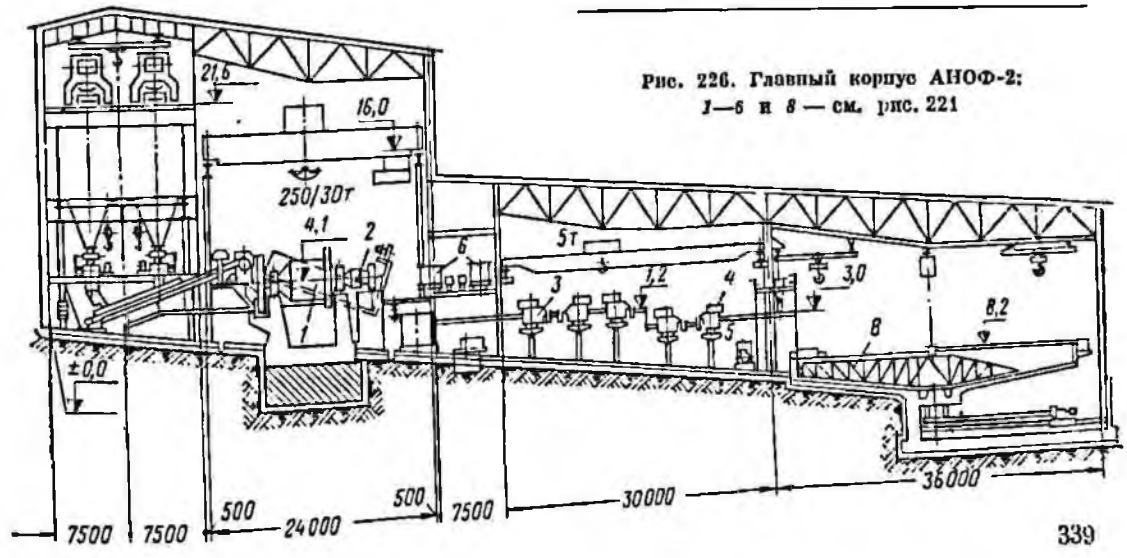


Рис. 226. Главный корпус АНОФ-2: 1—6 и 8 — см. рис. 221

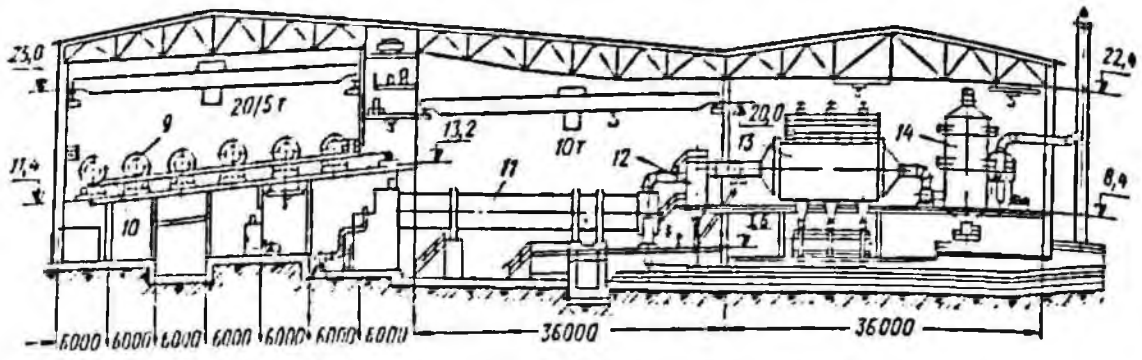


Рис. 227. Корпус фильтрования и сушки АПОФ-2:
9—14 — см. рис. 221

ное оборудование установлено на самостоятельных фундаментах и опорах, как правило, не связанных с каркасом здания. Это облегчает реконструкцию в аппаратурном оформлении технологического процесса в случае изменения вещественного состава руд или применения новых типов обогатительного оборудования.

Корпус фильтрования и сушки скомпонован из 12 фильтровально-сушильных секций. В каждой секции установлено шесть барабанных вакуум-фильтров с внутренней фильтрующей поверхностью площадью 40 $м^2$ каждый и один сушильный барабан диаметром 3,5 *м* и длиной 27 *м*.

Разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 223—227.

В настоящее время на АПОФ-2 строится комплекс сооружений для производства нефелинового концентрата.

§ 27. Фабрика комбината «Фосфорит» (Ленинградская область)

Сырьевой базой комбината является Кингисеппское месторождение, сложенное кварцевыми оболовыми песками с мелкими кристаллами доломита, доломитизированными конкрециями, слабо и крепко сцементированными конкреционными и монолитными доломитизированными песчаниками. Основным промышленным минералом является метаморфизованный фторапатит (фосфорит).

Минеральный состав руды: 19% фосфорита (обломки раковин), 73% кварца и полевого шпата, 6% доломита, 1,4% гидроокислов железа, 0,6% глаукопита, гидрослюды и диктионемовых сланцев.

Химический состав руды приведен в табл. 201.

Исходная руда, поступающая на фабрику, должна содержать 6,2 ± 0,5% P_2O_5 и не выше 1% MgO. Это продиктовано условиями дальнейшей переработки фосфоритового концентрата на сложные фосфорные удобрения.

Месторождение отрабатывается открытым способом. Вследствие значительной влажности руды (8—10%) максимальная крупность исходного питания в зимний период в результате смерзания достигает 800—1000 *мм*. В летний период крупность руды составляет не более 200—500 *мм*.

Руда из карьера подается на фабрику автосамосвалами. В зимний период при наличии смерзшихся кусков исходная руда загружается на контрольную решетку приемного бункера корпуса I стадии дробления, в летнее время руда подается сразу на II стадию дробления в молотковые дробилки.

Корпус крупного дробления фабрики работает сезонно около 250 дней в году.

Таблица 201

Химический состав фосфоритовой руды комбината «Фосфорит»

Руда	Содержание, %								
	P_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Fe_2O_3	FeO	CO_2	прочие
Фосфоритовая	6,40	77,95	0,63	9,90	0,84	0,97	0,57	1,69	0,95

корпус среднего дробления и главный корпус — 340 дней круглосуточно при непрерывной рабочей неделе.

Обогатительная фабрика перерабатывает ежегодно 7 млн. *т* руды и выпускает 1,78 млн. *т* фосфоритового концентрата (в пересчете на 19%-ное содержание P_2O_5).

Технологическая схема обогащения (рис. 228) включает двухстадиальное дробление с грохочением перед I стадией до крупности —50 *мм*, измельчение до 30—40% класса +0,18 *мм* в замкнутом цикле с классификацией, обесшламливание слива классификатора, основную флотацию и две перечистки концентрата.

Пески I стадии обесшламливания являются питанием основной флотации, пески II стадии подаются в середину фронта основной флотации.

На одной из секций фабрики слив классификатора прямо подают на флотацию. В этой секции можно проводить промышленные испытания новых технологических схем.

В классификацию подают кальцинированную соду. Флотация ведется при pH = = 9 ÷ 9,5.

В качестве собирателя и вспенивателя применяется 5%-ный раствор омыленной едким натром смеси сырого таллового масла с отходами производства себациновой кислоты. В голову основной флотации подают 50—60% смеси собирателя и вспенивателя. Остальную часть равномерно подают по фронту основной флотации.

Регулятором структуры и минерализации пены является тракторный керосин, который подают в начало флотации. Он способствует флотации крупных частиц фосфорита.

Для интенсификации процессов обезвоживания в сгущение добавляется концентрированная серная кислота, а при фильтровании — 5%-ный раствор хлористого кальция.

Расход реагентов на фабрике комбината «Фосфорит» на 1 *т* руды, *г*

Сода кальцинированная . . .	920
Силикат-глыба	170
Талловое масло (сырое) . . .	758
Тракторный керосин (соляровое масло)	2560
Сода каустическая (92%) . . .	95
Серная кислота (100%)	470
Хлористый кальций	650
Отходы производства себациновой кислоты	300
Сульфатное мыло	150

Принятые на обогатительной фабрике технология и реагентный режим позволяют

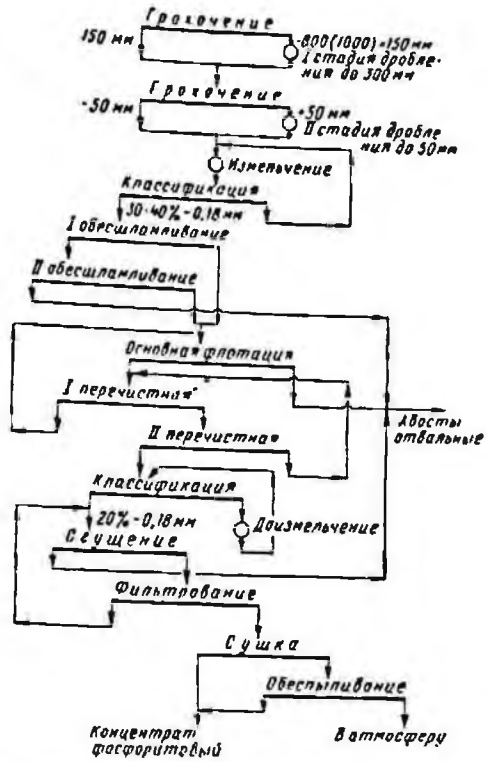


Рис. 228. Технологическая схема обогащения фабрики комбината «Фосфорит»

из руды, содержащей 6,4% P_2O_5, получать концентрат с содержанием 27—28% P_2O_5 при извлечении 80—81%.

Соотношение MgO и P_2O_5 в исходной руде оказывает большое влияние на качество концентрата (рис. 229).

Флотационный концентрат доизмельчается до 10—20% класса +0,18 *мм* в замкнутом цикле с классификацией, сгущается, фильтруется и сушится. Доизмельчение концентрата осуществляется на двух шаровых мельницах размером 2100 × 3000 *мм*,

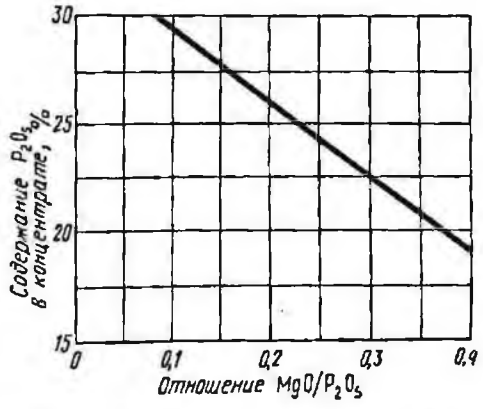


Рис. 229. Зависимость качества концентрата от соотношения MgO и P_2O_5 в исходной руде

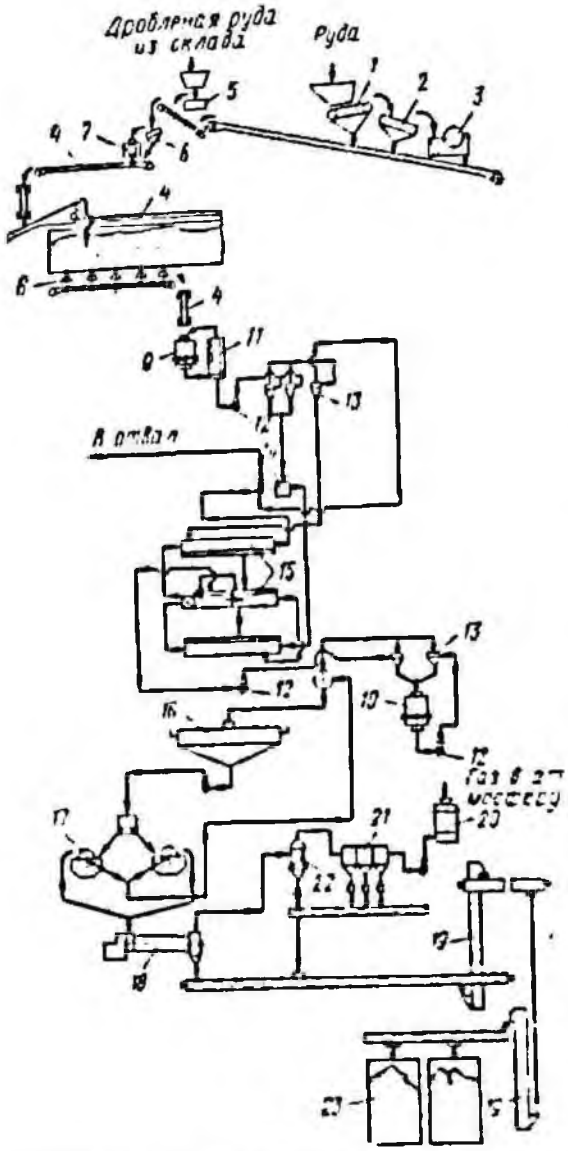


Рис. 230. Схема цепи аппаратов фабрики комбината «Фосфорит»:

1 — пластинчатый питатель 1800 × 8400 мм; *2* — инерционный грохот 1500 × 3600 мм; *3* — щековая дробилка 1200 × 1500 мм; *4* — ленточные конвейеры, *5* — качающийся питатель; *6* — колосниковый грохот; *7* — молотковая дробилка СМ-170Б; *8* — дисковый питатель диаметром 1000 мм; *9* — шаровая мельница с решеткой МШР-3200 × 3100; *10* — то же, 2100 × 3000; *11* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-24; *12* — песковые насосы; *13* — гидроциклоны; *14* — контактный чан; *15* — механические флотационные машины ФМР-25 для основной и I—III перечистной флотации; *16* — сгуститель, с периферическим приводом 11-24; *17* — барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5; *18* — барабанная сушилка 2800 × 20 000 мм; *19* — элеватор; *20* — скруббер; *21* — электрофильтр; *22* — циклон; *23* — силосный бункер

работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами диаметром 500 мм. Готовый концентрат имеет влажность 1—1,5%. Содержание в нем класса +18 мм не должно превышать 10%.

Таблица 202

Производительность основного оборудования фабрики комбината «Фосфорит»

Оборудование	Производительность, т/ч
Дробилка:	
щековая 1200 × 1500 мм	319
молотковая СМ-170Б	405
Мельница шаровая с решеткой МШР-3200 × 3100	96
Вакуум-фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5	11,8
Сушилка барабанная 2800 × × 20 000 мм	22,7

Фильтрование и сушку концентрата проводят на восьми параллельных секциях. В каждой секции установлены два барабанных вакуум-фильтра с внутренней фильтрующей поверхностью 40 м² и один сушиль-

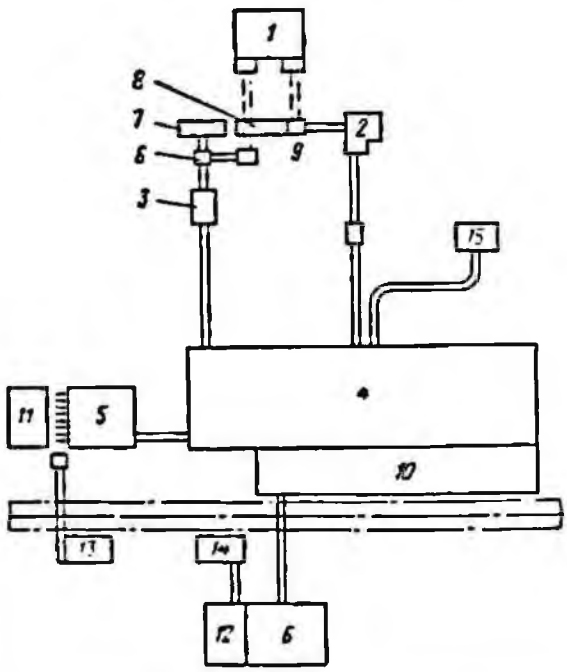


Рис. 231. Схема сооружений фабрики комбината «Фосфорит»:

1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, среднего дробления I очереди; *3* — то же, среднего дробления II очереди; *4* — то же, главный; *5* — то же, фильтрования и сушки I очереди; *6* — то же, фильтрования и сушки II очереди; *7* — приемное устройство I очереди; *8* — то же, II очереди; *9* — перегрузочный узел; *10* — отделение приготовления реагентов; *11* — то же, газоочистки I очереди; *12* — то же, газоочистки II очереди; *13* — силосный склад I очереди; *14* — то же, II очереди; *15* — пульпонасосная станция первого подъема

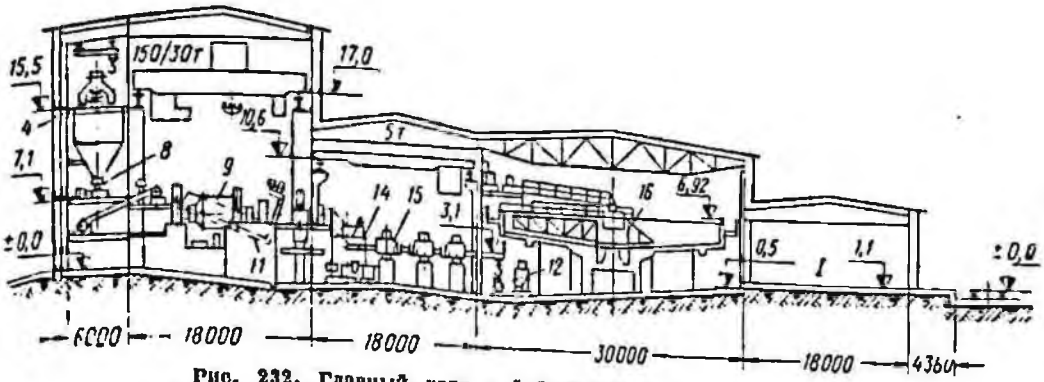


Рис. 232. Главный корпус фабрики комбината «Фосфорит»:
I — отделение приготовления реагентов; *4, 8, 9, 11, 12, 14—16* — см. рис. 230

пый барабан 2800 × 20 000 *мм*. Сухой концентрат транспортируется на силосный склад, откуда отгружается в железнодорожные вагоны.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике комбината «Фосфорит» на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	20,8
Вода, *м*³	3,62
В том числе оборотная, *м*³ . .	3,5
Шары, *кг*	0,38
Фильтроткань (капроновая), *м*²	0,0086
Сетка (капроновая), *м*²	0,0005
Топливо (условное), *кг*	4,9

Схема цепи аппаратов фабрики комбината «Фосфорит» показана на рис. 230.

Производительность основного технологического оборудования приведена в табл. 202.

Отвальные хвосты из главного корпуса гидротранспортом направляются в хвостохранилище. Осветленную воду из хвостохранилища используют в технологическом процессе.

Схема сооружений фабрики показана на рис. 231.

Комплекс дробления руды состоит из одного корпуса крупного дробления и двух самостоятельных ниток среднего дробления с устройствами для приема руды.

В главном корпусе сблокированы отделения измельчения, флотации, сгущения и реагентов. Разрез главного корпуса показан на рис. 232.

§ 28. Фабрики Подмосковного горно-химического комбината

Сырьевой базой Подмосковного горно-химического комбината является Егорьевское месторождение фосфоритов. На базе месторождения действуют Лопатинский и Егорьевский фосфоритные рудники со своими карьерами и обогатительными фабриками, входящими в состав Подмосковного горно-химического комбината.

Фосфоритная руда представлена фосфатными желваками и обломками плиты, смешанными с глауконитово-глинистым песком. Содержание P_2O_5 в руде колеблется от 8,08 до 15,5%, влажность 18% (продуктивные пласты обводнены); коэффициент крепости 6; крупность максимального куска 300—350 *мм*.

Промышленной частью руды является фракция +0,5 *мм*, в которой содержится 19,2—22% P_2O_5.

Фабрики Лопатинского фосфоритного рудника

В состав Лопатинского фосфоритного рудника входят две промывочные фабрики (рудомойки) производительностью по 900 тыс. *т* фосфоритной муки в год, флотационная фабрика, перерабатывающая хвосты рудомоек, склад концентрата и сушильно-размольный корпус.

Первая промывочная фабрика (рудомойка № 1) введена в эксплуатацию в 1933 г. Режим работы рудомойки сезонный — 190 дней в году.

Технологический процесс состоит в тщательной промывке и дезинтеграции руды в промывочных аппаратах для концентрации в классе +0,5 *мм* желваков, галек и плитняков фосфорита, а также удаления с классом —0,5 *мм* глинистого материала и песка. Отмытая руда крупностью +0,5 *мм* является конечной продукцией. Промывочная фабрика оборудована гравиемойками, скрубберами и спиральными классификаторами.

Схема промывки позволяет получить фосфоритный концентрат с содержанием 21—22% P_2O_5 при товарном извлечении

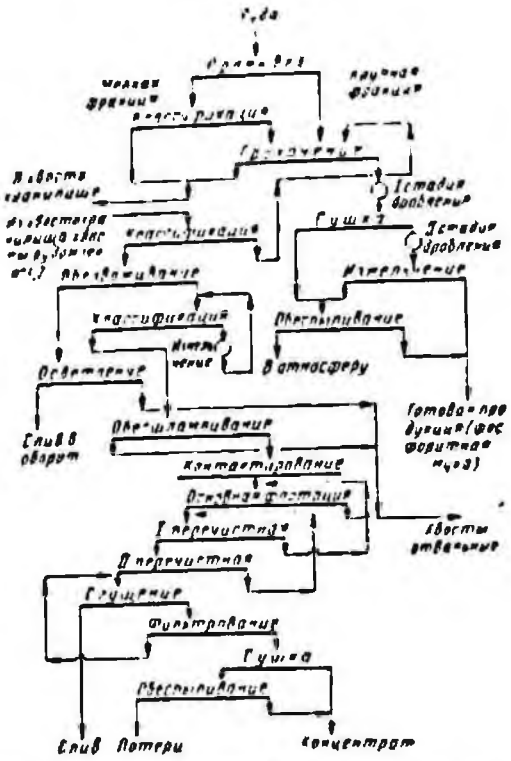


Рис. 233. Технологическая схема обогащения второй промывочной и флотационной фабрик Лопатинского рудника

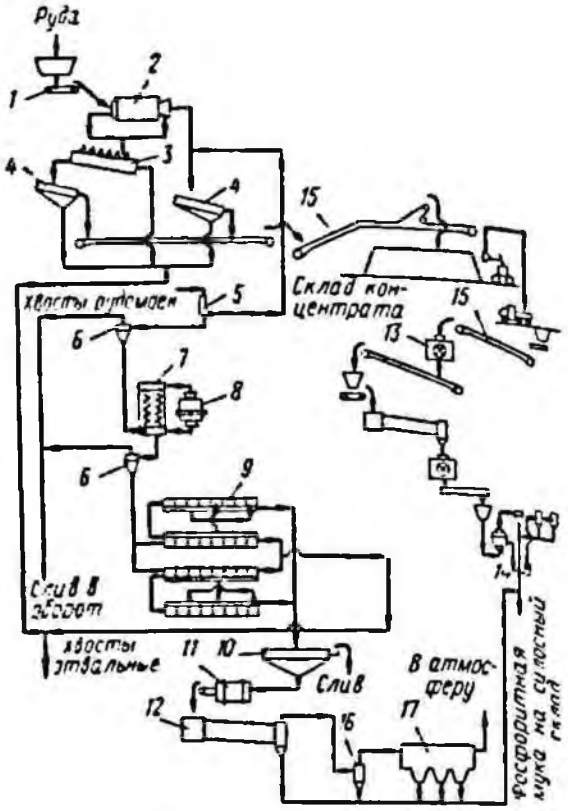


Рис. 234. Схема цепи аппаратов второй промывочной и флотационной фабрик Лопатинского рудника:

1 — пластинчатый питатель; *2* — промывочный барабан; *3* — односпиральный классификатор с погруженной спиралью 1КСП-15; *4* — инерционные грохоты; *5* — дуговой грохот; *6* — гидроциклоны; *7* — двухспиральный классификатор с непогруженной спиралью 2КСН-20; *8* — шаровая мельница с решеткой МШР-2700 × 2100; *9* — механическая флотационная машина для основной, I и II перечистной флотации; *10* — сгуститель с периферическим приводом П-24; *11* — барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5; *12* — барабанная сушилка 2800 × 20 000 *мм*; *13* — молотковая дробилка; *14* — мельница сухого измельчения; *15* — ленточные конвейеры; *16* — циклон; *17* — рукавный фильтр

P_2O_5 57—62% и влажности 14%. Этот концентрат системой ленточных конвейеров по канатной дороге подается на Воскресенский химический комбинат для дальнейшей переработки или на склад концентрата, откуда совместно с концентратом промывочной фабрики № 2 направляется в корпус сушки и сухого размола для получения фосфоритной муки.

Сливы обезвоживающих грохотов и промывочных аппаратов перекачиваются в хвостохранилище. Осветленная вода хвостохранилища используется в технологическом процессе фабрики.

Конструктивной особенностью схемы сооружений фабрики является скреперная подача исходной руды к промывочным аппаратам.

Вторая промывочная фабрика (рудомойка № 2) введена в эксплуатацию в 1963 г. и также работает сезонно в соответствии с режимом карьера — 190 дней в году.

Руда подается на фабрику железнодорожным транспортом в приемные бункера, откуда системой пластинчатых питателей и ленточных конвейеров направляется на промывку в скрубберы. На разгрузочном конце скруббера установлен конический грохот с отверстиями 25 и 10 *мм*. Мелкие классы грохота дополнительно промываются в спиральном классификаторе с выделением в слив класса —0,5 *мм*, который землесосами направляется в хвостохранилище. Отмытая руда крупностью +0,5 *мм* является концентратом и обезвоживается на грохотах, после чего ленточными конвейерами направляется на открытый склад. Частично обезвоженный концентрат дробится в молотковой дробилке, а затем сушится и измельчается для получения фосфоритной муки.

Технологическая схема обогащения второй промывочной фабрики (рис. 233) позволяет получать из руды, содержащей 12—12,5% P_2O_5, концентрат с содержанием 21—21,5% P_2O_5 при извлечении 57—60%. Товарная фосфоритная мука (ГОСТ 5716—

65) имеет крупность не более 10% класса +0,18 *мм* и влажность не выше 3%. Схема цепи аппаратов второй промывочной и флотационной фабрик Лопатинского рудника показана на рис. 234.

Производительность основного оборудования приведена в табл. 203.

Раеход электроэнергии, воды и материалов на рудомойке № 2 Лопатинского рудника на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*:	
на промывку	1,0—2,2
на сушку и измельчение фосфоритной муки	23,43 *
Вода на промывку (оборотная), $м^3$	3—4
Топливо (газ), *кг*	16 *

* Расход на 1 *т* концентрата.

Флотационная фабрика обогащает хвосты рудомоек № 1 и 2. Работая 340 дней в году при непрерывной рабочей неделе, фабрика выпускает 315 тыс. *т* фосфоритной муки ежегодно.

Исходное питание подается на фабрику в виде пульпы насосами на два дуговых грохота со щелью размером 0,8 *мм*. Верхний продукт грохота (+0,5 *мм*) содержит более 19,5% P_2O_5 и является готовым концентратом. Нижний продукт обезвоживается в гидроциклонах диаметром 500 *мм*, слив которых с содержанием 2—5% P_2O_5 направляется в отвал. Пески гидроциклонов подвергаются классификации и доизмельчению до крупности —0,2 *мм*. Доизмельченный продукт обесшламливается в гидроциклонах диаметром 250 *мм*. Выделенные шламы (—0,02 *мм*) направляются в отвал. Пески гидроциклонов обрабатываются реагентами в контактных чанах и подаются на основную флотацию, концентрат которой дважды перечищается.

Расход реагентов, электроэнергии и топлива на флотационной фабрике Лопатинского рудника на 1 *т* исходного сырья

Сода кальцинированная, *кг*	0,32
Талловое масло, *кг*	0,12
Керосин, *кг*	0,12
Жидкое стекло, *кг*	0,4
Электроэнергия, *квт·ч*	21
Топливо (газ), *кг*	9

Технологическая схема фабрики позволяет получать из исходного сырья, содержащего 7—9% P_2O_5, концентрат с содержанием 19—20% P_2O_5 при извлечении P_2O_5 около 50%.

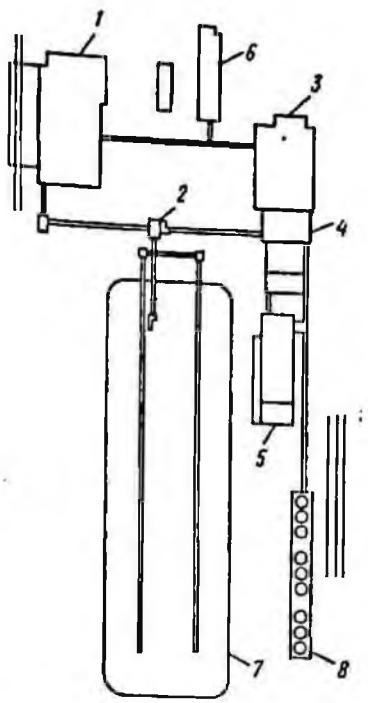


Рис. 235. Схема сооружений промывочной и флотационной фабрик Лопатинского рудника:
1 — главный корпус; *2* — корпус дробления; *3* — то же, сгущения; *4* — то же, сушки; *5* — то же, сухого измельчения фосфоритной муки; *6* — то же, приготовления и склад реагентов; *7* — склад концентрата; *8* — то же, силосный

Полученный флотационный концентрат сгущается в сгустителях, пески которых (50—60% твердого) подаются на вакуум-фильтры. Осадок вакуум-фильтров подвергается сушке. В качестве топлива используется природный газ. Отходящие газы сушильных барабанов перед выбросом в атмосферу подвергаются двухступенчатой очистке в батарейных циклонах и электрофильтрах.

Таблица 203

Производительность основного оборудования рудомойки № 2 Лопатинского рудника

Оборудование	Производительность, *т/ч*
Скруббер диаметром 2250 *мм* .	150
Классификатор односпиральный с погруженной спиралью 1КСП-15	19,2
Сушилка барабанная 3200 × × 22 000 *мм*	65

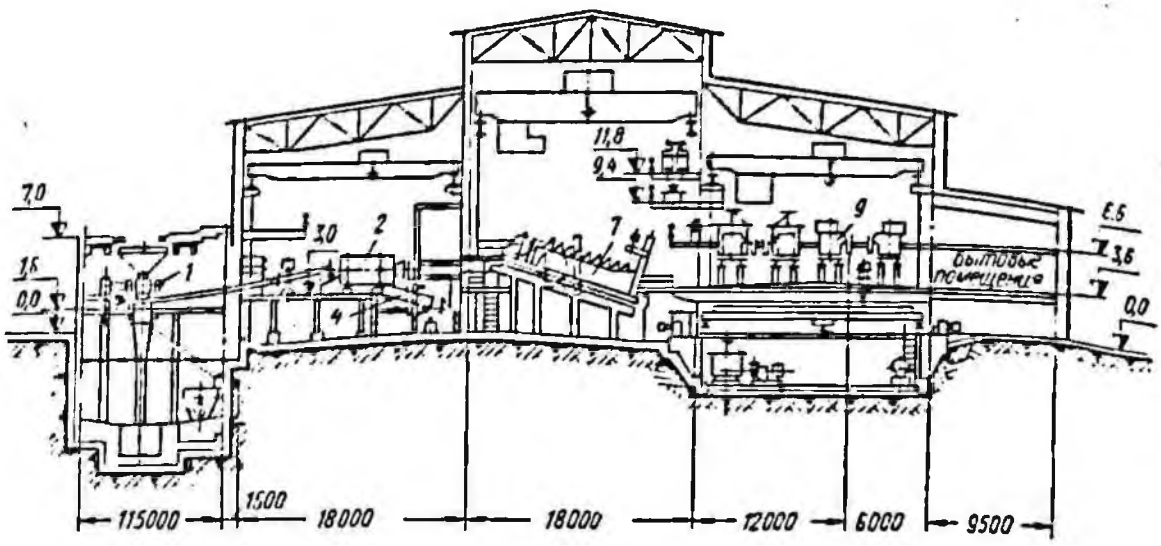


Рис. 236. Главный корпус флотационной фабрики Лопатинского рудника:
1, 2, 4, 7 и 9 — см. рис. 234

Концентрат, содержащий не более 3% влаги, системой ленточных конвейеров и шлюков подается на силосный склад готовой продукции.

Технологическая схема обогащения фосфоритной руды с применением промывки и флотации позволяет извлекать в товарную продукцию до 75% P_2O_5.

Производительность основного оборудования флотационной фабрики Лопатинского рудника приведена в табл. 204.

Таблица 204

Производительность основного оборудования флотационной фабрики Лопатинского рудника

Оборудование	Производительность, *т*/*ч*
Мельница шаровая с решеткой МШР-2700 × 2100	41
Классификатор двухспиральный с ненагруженной спиралью 2КСН-20	41
Сгуститель с периферическим приводом П-24	19
Вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью БУ40-2,5	9,4
Сушилка барабанная 2800 × × 20 000 *мм*	18,7

Схема сооружений предприятий, входящих в состав Лопатинского рудника, показана на рис. 235, разрезы основных производственных корпусов — на рис. 236—238.

Хвосты флотационной фабрики гидротранспортом направляют в отдельное хвостохранилище, не связанное с хвостохранилищем рудомоек.

В технологическом процессе обогатительной фабрики используется оборотная вода.

Фабрики Егорьевского фосфоритного рудника

В состав Егорьевского фосфоритного рудника входят две промывочные фабрики со складами концентрата и сушильно-размольный корпус.

Промывка руды производится в летний период (190 дней) по схеме, аналогичной применяемой на рудомойках Лопатинского рудника.

Концентрат подвергается сушке и измельчению для получения фосфоритной муки.

Ежегодно рудник выпускает 600 тыс. *т* фосфоритной муки. Хвосты рудомоек без дальнейшего обогащения направляются в хвостохранилище. Осветленная вода используется в процессе промывки руды на рудомойках.

Расход электроэнергии, воды и топлива на рудомойках Егорьевского рудника на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*:	
на промывку	1,2
на сухое измельчение . .	21,8 *
Вода оборотная, *м*³	0,35
Топливо (газ), *кг*	16,4 *

* Расход на 1 *т* концентрата.

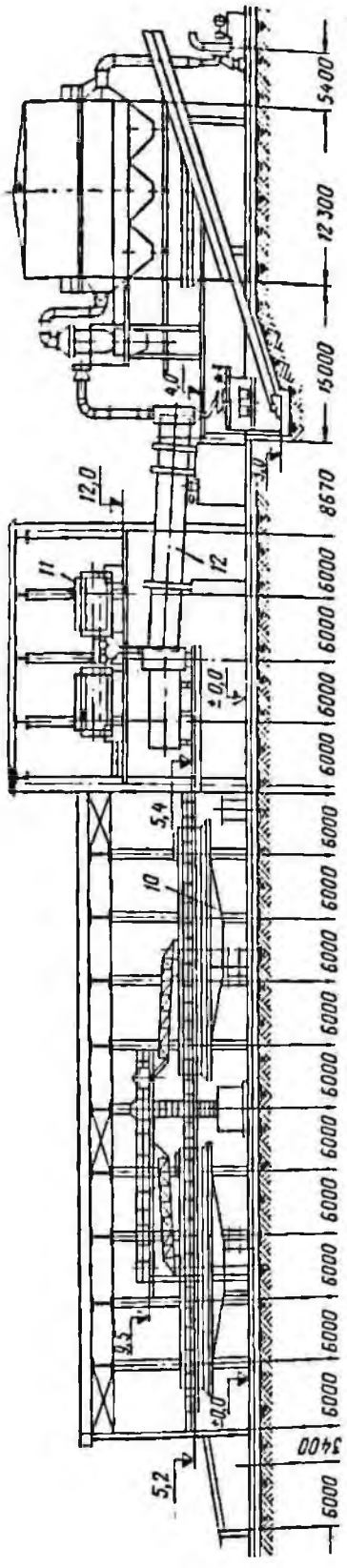


Рис. 237. Корпус сгущения, фильтрования и сушки Лопатинского рудника:
10—12 — см. рис. 234

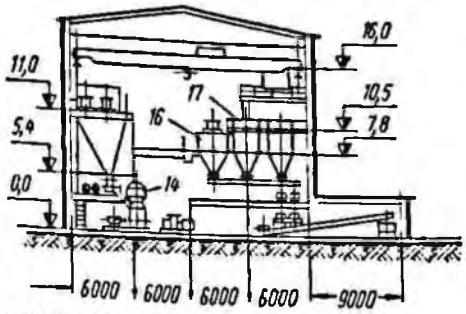


Рис. 238. Корпус сухого измельчения фосфоритной муки Лопатинского рудника:
14, *16* и *17* — см. рис. 234

Глава XIII

Фабрики для обогащения флюоритовых руд (плавиковых шпатов)

Основные запасы плавикового шпата в нашей стране представлены кварцево-флюоритовыми, слюдисто-флюоритовыми, кальцито-слюдисто-флюоритовыми и сульфидными рудами с содержанием от 20 до 45% CaF_2.

Для обогащения флюоритовых руд применяют ручную и автоматическую сортировку, обогащение в тяжелых средах, отсадку, флотацию и окомкование концентратов. Основным методом обогащения является флотация. На действующих фабриках используют как флотационные, так и комбинированные схемы обогащения.

В настоящее время перерабатываются кварцево-флюоритовые, слюдисто-флюоритовые и сульфидно-флюоритовые руды. Флотация кальцито-флюоритовых руд освоена только в полупромышленных условиях. Дальнейшее увеличение мощностей по выпуску флюоритовых концентратов намечается главным образом вовлечением в переработку карбонатных флюоритовых руд.

§ 29. Центральная фабрика для обогащения кварцево-флюоритовых руд (Средняя Азия)

Центральная фабрика (ЦОФ) предназначена для обогащения кварцево-галенито-флюоритовых и кварцево-флюоритовых руд Среднеазиатских месторождений.

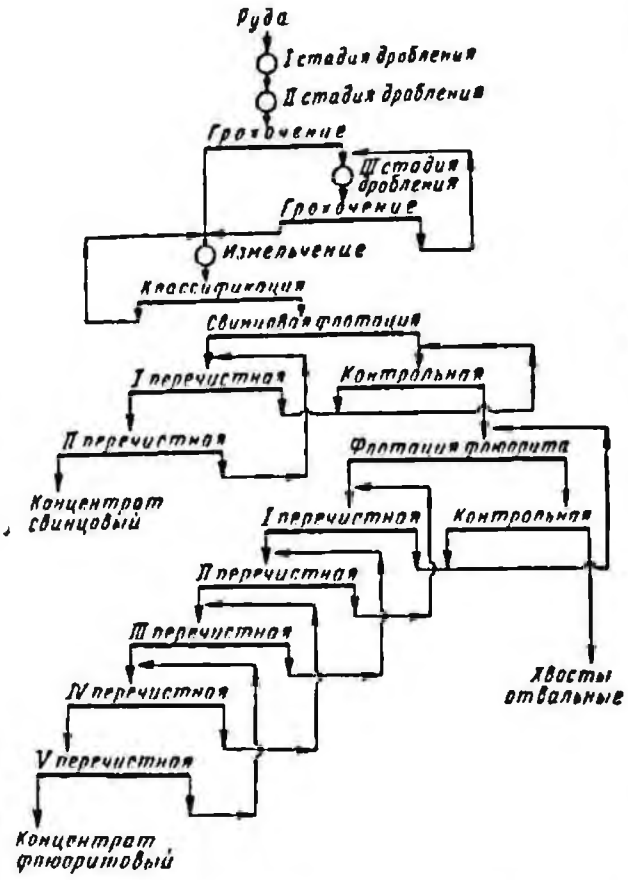


Рис. 239. Технологическая схема обогащения кварцево-флюоритовых руд на Центральной фабрике

Таблица 205

Расход реагентов на Центральной фабрике

Реагент	Расход на 1 т руды, г	
	кварцево-галенито-флюоритовой	кварцево-флюоритовой
Бутиловый ксантогенат	50	—
Олеиновая кислота	300	350
Флотомасло	50	—
Сода кальцинированная	1140	1620
Сернистый натрий	540	540
Жидкое стекло	800	510
Декстрин	350	690
Хромпик	200	460
Сернокислый алюминий	450	590

Кварцево-галенито-флюоритовые руды залегают в породах гранодиоритового состава.

Основными минералами являются кварц (60%), флюорит (30%), барит (1,5%), кальцит (1,5%), галенит (1,5%) и сфалерит (0,5%). На отдельных участках месторождений встречаются руды с повышенным содержанием барита (до 9%) и карбонатов (до 7%), составляющие соответственно 10 и 6% общих запасов.

Плотность руды 2,8 $т/м^3$, влажность 3,5%. Руду добывают открытым способом и доставляют на ЦОФ железнодорожным транспортом.

Месторождения кварцево-флюоритовых руд имеют несколько рудных тел малой мощности, включенных в крепкие изверженные породы — лопаритовые порфиры. Руда представлена кварцем (65—70%), флюоритом (25%), баритом (1,5—5,8%) и кальцитом (2%). Добыча производится подземным способом, руда доставляется на ЦОФ автомобильным транспортом. Открытый рудник расположен от фабрики на расстоянии 130 км, подземный — 43 км. Перерабатываются руды раздельно по сортам на разных секциях фабрики.

Фабрика, введенная в эксплуатацию в 1956 г., неоднократно реконструировалась и расширялась.

Технологическая схема обогащения (рис. 239) включает три стадии дробления и одну стадию измельчения. Руда первого типа измельчается до 60%, второго типа — до 70% класса —0,074 мм.

При обогащении кварцево-галенито-флюоритовой руды применяется схема прямой селективной флотации, включающая последовательно основную и контрольную флотацию галенита и флюорита с соответствующими перечистками концентратов.

Для обогащения кварцево-флюоритовой руды применяется аналогичная схема без флотации сульфидов.

Удельный расход реагентов приведен в табл. 205, технологические показатели обогащения — в табл. 206.

Флюоритовый концентрат сгущается последовательно в сгустителях и отстойниках и фильтруется на дисковых вакуум-фильтрах. Осадок влажностью 10—12% подвергается сушке. Сушеный концентрат с содержанием влаги менее 1% пневмотранспортом подается на силосный склад.

Свинцовый концентрат непосредственно после фильтрования отгружается потребителям.

Концентрат, получаемый при переработке кварцево-галенито-флюоритовой руды, используется для производства фтористого натрия и плавиковой кислоты. Концентрат, получаемый при переработке кварце-

Технологические показатели обогащения на Центральной фабрике

Таблица 206

Руда	Содержание, %		Содержание в одноименных концентратах, %		Извлечение в одноименные концентраты, %	
	Pb	CaF_2	Pb	CaF_2	Pb	CaF_2
Кварцево-галенито-флюоритовая . .	0,62	26,5	52,0	96,4	74,6	86,6
Кварцево-флюоритовая	—	24,3	—	94,4	—	84,2

во-флюоритовой руды, используется в основном для производства криолита.

Расход электроэнергии, воды и материалов на Центральной фабрике на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	37,1
Вода, *м*³	5,5
Шары, *кг*	1,7
Фильтроткань, *м*²	0,018

Схема цепи аппаратов Центральной фабрики показана на рис. 240.

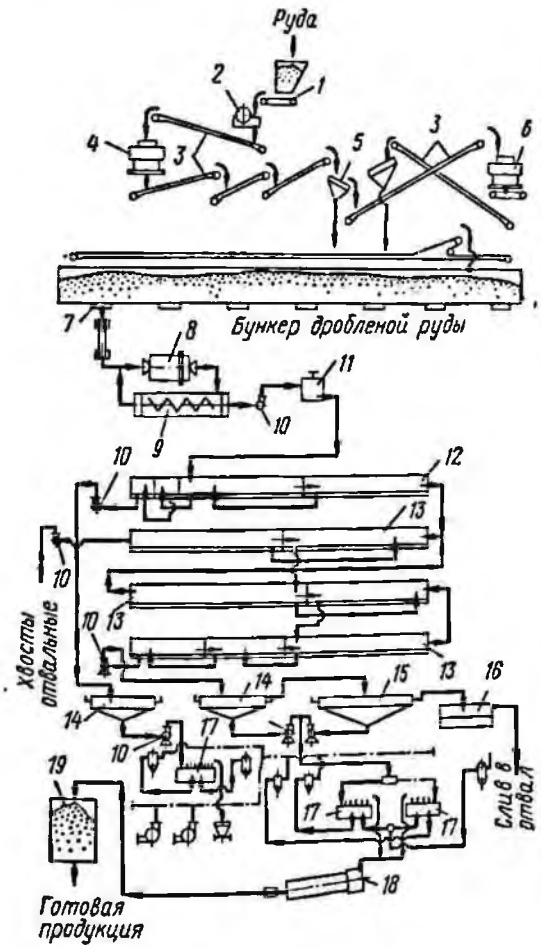


Рис. 240. Схема цепи аппаратов Центральной фабрики для обогащения кварцево-флюоритовых руд:

1 — пластинчатый питатель; *2* — щековая дробилка; *3* — ленточные конвейеры; *4* — конусная дробилка среднего дробления КСД-1200; *5* — инерционный грохот; *6* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-1750; *7* — дисковый питатель диаметром 1000 *мм*; *8* — шаровая мельница с решеткой МШР-2100 × 2200; *9* — спиральный классификатор; *10* — песковые насосы; *11* — контактный чан КЧ-2; *12* — механическая флотационная машина М-5 для основной, контрольной и I—II перечистной флотации флюорита; *13* — то же, для основной, контрольной и I—V перечистной флотации флюорита; *14* — сгустители с центральным приводом Ц-9; *15* — то же, с периферическим приводом П-18; *16* — отстойник емкостью 150 *м*³; *17* — дисковые вакуум-фильтры Ду27-1,8; *18* — барабанная сушилка 2200 × × 10 000 *мм*; *19* — силосный бункер

§ 30. Фабрика для обогащения слюдисто-флюоритовых руд (Приморский край)

Фабрика предназначена для переработки слюдисто-флюоритовых руд, различающихся величиной отношения $CaF_2 : CaCO_3$ (кальцитовый модуль).

Внутри рудного тела залегают дайки порфиров и грейзенизированных гранитов. Вмещающие породы представлены известняками, сланцами и гранитами. Верхний горизонт месторождения сложен силикатными рудами (кальцитовый модуль более 15), нижний — карбонатными (кальцитовый модуль менее 15).

Силикатные руды содержат 44% флюорита, 40% слюды, 2% карбонатов, 11% глины, 3% прочих минералов (кварц, топаз, турмалин и др.). В карбонатных рудах содержание флюорита снижается до 37%, а карбонатов возрастает до 13% за счет реликтов известняков. Характерной особенностью руд является тонкая и неравномерная вкрапленность флюорита. Плотность руды 2,9 *г/см*³, крупность максимального куска 600 *мм*. Добытая открытым способом руда доставляется на фабрику автомобильным транспортом и перед обогащением усредняется на шихтовальном дворе.

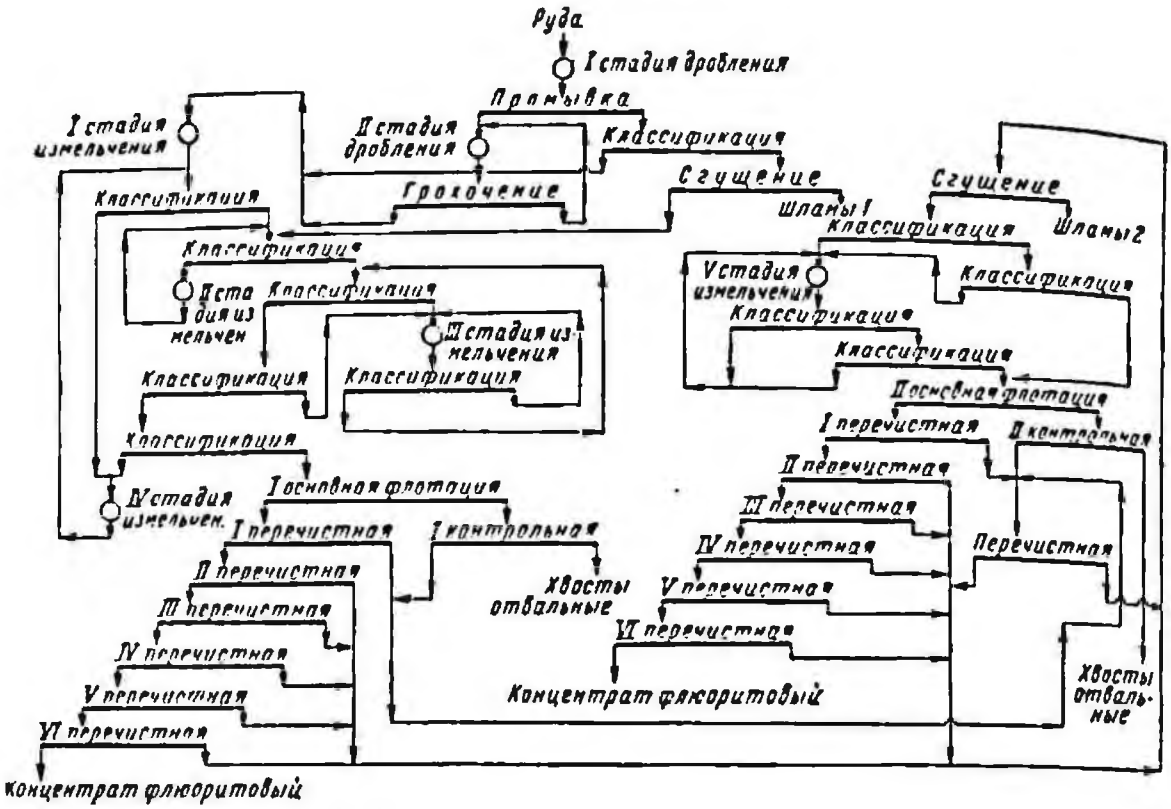


Рис. 241. Технологическая схема обогащения слюдисто-флюоритовых руд

Технологическая схема обогащения (рис. 241) включает операцию промывки для удаления глинистых шламов, две стадии дробления, три стадии измельчения, доизмельчение промежуточных продуктов и флотацию. Для раскрытия зерен флюорита на 80% разновидности руд необходимо измельчать от 85% класса —0,044 *мм* до 80% класса —0,02 *мм*.

Схема флотации включает два цикла — основной и промпродуктовый (после доизмельчения всех промпродуктов). Каждый цикл имеет основную, контрольную и шесть перечистных операций. Пенный продукт контрольной флотации и первые промпродукты обоих циклов направляются на перечистку.

В качестве собирателя для флотации флюорита используется олеиновая кислота «В специальная», в качестве регуляторов — сернистый натрий и жидкое стекло. Для уменьшения потерь флюорита со вторичными шламами применяется полиакриламид, для улучшения фильтрования тонко измельченного концентрата подается сернокислый алюминий.

Расход реагентов для обогащения слюдисто-флюоритовых руд на 1 *т* руды, *г*

Сода кальцинированная . . .	1410
Олеиновая кислота	1490
Сернистый натрий	2010
Жидкое стекло	1300
Сернокислый алюминий . . .	1160
Полиакриламид	32

В результате обогащения из руды, содержащей 40,5% CaF_2, извлекается 75,95% в концентрат с содержанием 92,5% CaF_2. На фабрике выпускается флюоритовый концентрат ФФ-92.

Готовый концентрат обезвоживают в сгустителях и на дисковых вакуум-фильтрах, а затем сушат в барабанной сушилке. Для улавливания тонкоизмельченного флюоритового концентрата из отходящих газов применяется трехступенчатая система очистки, включающая циклоны, электрофильтры и рукавные фильтры.

Высушенный концентрат при влажности 1% камерными пневмонасосами транспортируется в силосный склад готовой продукции, откуда в железнодорожных вагонах отправляется потребителям. Концентрат, получаемый из слюдисто-флюоритовых руд, используется в основном для производства криолита.

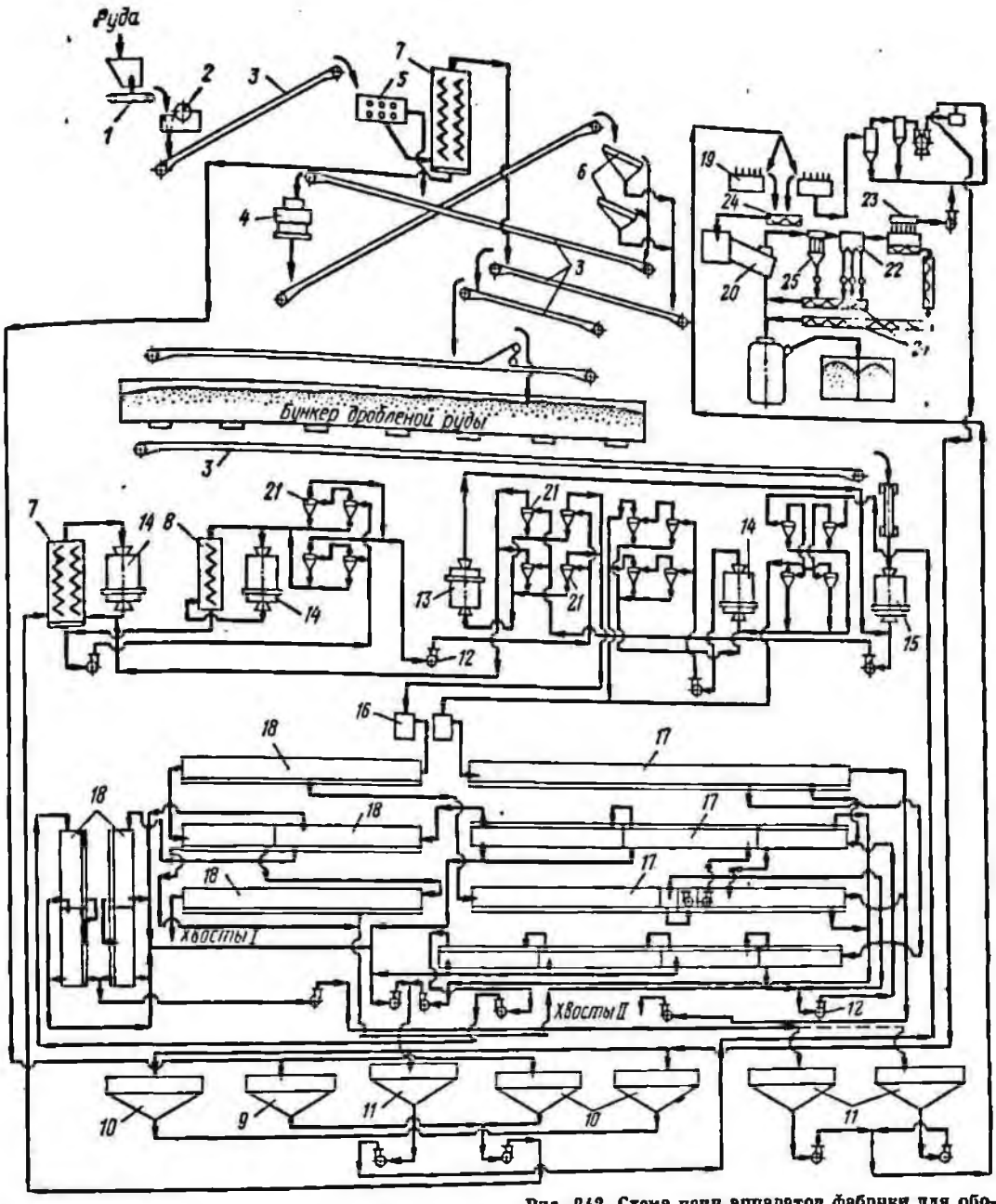


Рис. 242. Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения слюдисто-флюоритовых руд:

1 — пластинчатый питатель 1500 × 6000 *мм*; *2* — щековая дробилка 900 × 1200 *мм*; *3* — ленточные конвейеры; *4* — конусная дробилка среднего дробления 16 *мм*; *5* — промывочный барабан 2200 × 4100 *мм*; *6* — инерционные грохоты; *7* — двухспиральные классификаторы; *8* — односпиральный классификатор; *9* — сгуститель с центральным приводом Ц-6; *10* — то же, Ц-9; *11* — то же, Ц-12; *12* — песковые насосы; *13* — стержневая мельница МСЦ-2100 × 3000; *14* — шаровая мельница 2100 × 3000 *мм*; *15* — то же, с решеткой МШР-2100 × 1500; *16* — контактный чан КЧ-2; *17* — механические флотационные машины М-5 для I основной, I контрольной и I—IV перечистной флотации флюорита; *18* — то же, для основной, II контрольной и I—II перечистной флотации флюорита; *19* — дисковый вакуум-фильтр Ду-51-2,5; *20* — барабанная сушилка 2800 × 14 000 *мм*; *21* — гидроциклоны; *22* — электрофильтры; *23* — рукавный фильтр; *24* — винтовые конвейеры; *25* — циклон

Расход электроэнергии, воды и материалов для обогащения слюдисто-флюоритовых руд на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	98,5
Вода, *м*³	10,55
В том числе оборотная, *м*³	10
Стержни, *кг*	0,17
Шары, *кг*	1,13
Футеровка, *кг*	0,03
Фильтроткань, *м*²	0,01

Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения слюдисто-флюоритовых руд показана на рис. 242.

Отходы фабрики (хвосты, сливы, сгустителей и смывные воды) самотеком поступают в хвостохранилище. Оборотная

вода используется в технологическом процессе фабрики.

В перспективе предполагается строительство цеха по производству окатышей из флюоритового концентрата с одновременным увеличением мощности фабрики. После ввода этих мощностей комбинат кроме флюоритового концентрата ФФ-95А для производства плавиковой кислоты и криолита будет выпускать в большом количестве окатыши ФО-92 для металлургической промышленности.

Глава XIV

Фабрики для обогащения сильвинитовых руд

Сильвинитовые руды являются сырьем для получения хлористого калия.

В настоящее время семь обогатительных фабрик перерабатывают калийсодержащие руды флотационным методом, выпуская хлористый калий марки *Ф*, и три фабрики — химическим методом, выпуская кристаллизационный хлористый калий марки «К» (ГОСТ 4568—65).

Основные месторождения сильвинитовых руд расположены на Западном Урале (Верхне-Камское) и в Белоруссии (Старобинское). На базе этих месторождений работают Уральский и Белорусский калийные комбинаты (Уралкалий и Белоруськалий).

§ 31. Фабрики комбината Уралкалий (Пермская область)

Наиболее развитыми соляными отложениями в пределах Соликамского и Березниковского районов являются те, в которых мощность толщи солей достигает 500 *м*. Соляные толщи представлены подстилающими пластами каменной соли общей мощностью от 250 до 380 *м* и пластами калийно-магниевых солей мощностью 80—100 *м*. Сильвинитовая зона расположена в нижней части толщи калийно-магниевых солей. Основными минералами сильвинитовых пластов являются сильвин и галит, подчиненное значение имеют глинистые минералы — слюды, гидрослюды, хлорит, полевые шпаты, а также карбонаты — ангидрит, гипс, магнезит, доломит.

Химический состав сильвинитовых руд различных участков месторождения приведен в табл. 207. Вкрапленность сильвина крупная. Конечная крупность измельчения (95% класса — 3 *мм*) обеспечивает раскрытие зерен сильвина на 94—95%. Месторождение разрабатывается подземным способом.

В состав комбината Уралкалий входят три производственных рудоуправления — Соликамское, Первое и Второе Березниковские. На Соликамском предприятии сильвинит перерабатывается методом растворения и кристаллизации. Первая очередь Первого Березниковского рудоуправления, введенная в эксплуатацию в 1954 г., включает фабрику, применяющую для обогащения сильвина также растворение и кристаллизацию. На фабрике второй очереди, введенной в эксплуатацию в 1963 г., применяется флотационный способ обогащения. Второе Березниковское рудоуправление, первая очередь которого вступила в строй в 1969 г., имеет только флотационную фабрику. Все обогатительные фабрики работают 340 дней в году в три смены в сутки по 8 *ч* при непрерывной рабочей неделе.

Поступающая на фабрику руда имеет коэффициент крепости 3,5—4 и влажность около 1,5%.

Особенностью флотационного обогащения растворимых солей является ведение процессов в насыщенных солевых раство-

Таблица 20

Химический состав сильвинитовых руд различных участков Верхне-Камского месторождения

Участок	Содержание, %				
	KCl	NaCl	$MgCl_2$	$CaSO_4$	нерастворимый остаток
Ново-Соликамский	26	69,4	0,2	2,4	2
Соликамский	27	69,4	0,3	1,9	1,4
Березниковский	26	69,2	0,3	2	2,5
Дурыманский	33,1	58,8	0,7	2	5,4
Балахонцевский	33,3	57,3	1,3	2	6,1
Вычегольско-Троицкий	31	64,2	0,1	2	2,1

рах. При обогащении сильвинитовых руд с содержанием не более 0,5% $MgCl_2$ насыщенный раствор при температуре +20° С имеет плотность 1,23 *т/м*³ и состоит из 20,93% NaCl и 10,13% KCl. Общее содержание солей в растворе составляет 32%. При повышении содержания $MgCl_2$ в исходной руде насыщенный раствор обогащается $MgCl_2$.

Ведение процессов в насыщенных растворах требует тщательного обезвоживания всех конечных продуктов обогащения.

Наибольшая трудность при флотационном обогащении сильвинитовых руд связана с наличием в них глинисто-карбонатных минералов. Эти минералы в связи с наличием ненасыщенных ионных связей характеризуются повышенной способностью к катионному обмену, что приводит к почти полной адсорбции на них катионного собирателя (амина). Поэтому флотация сильвина аминами эффективна только при удалении глинисто-карбонатных минералов из сильвинитовых пульп или их депрессии. На Верхне-Камском месторождении применяют два метода удаления глинисто-карбонатных минералов из пульп — флотационный (предварительная шламовая флотация) и гравитационный (классификация пульпы в гидроциклонах, классификаторах, сгустителях).

Фабрика Первого Березниковского производственного рудоуправления

На фабрике обогащается сильвинитовая руда Березниковского шахтного поля.

Технологическая схема обогащения (рис. 243) включает три стадии дробления (первая стадия осуществляется на руднике), одну стадию измельчения до 90% класса —0,074 *мм* в стержневой мельнице, работающей в замкнутом цикле с дуговым грохотом, шламовую и сильвинитовую флотацию.

Для повышения результатов второй перечистной операции в голову флотации подается насыщенный раствор KCl и недосыщенный раствор NaCl (фугат центрифуг).

В качестве реагентов при флотации глинистых шламов используют окисленный уайт-спирт (ФР-1), технический керосин и полиакриламид. Последний применяется, так же как флокулянт, при сгущении глинистого концентрата.

Шламовый продукт после перечистной флотации и сгущения содержит до 7% KCl. Сгущенные шламы плотностью до 25% твердого перекачиваются в шламохранилище (в 1,5 *км* от фабрики) площадью 340 *га*, образованное дамбой высотой 8 *м*.

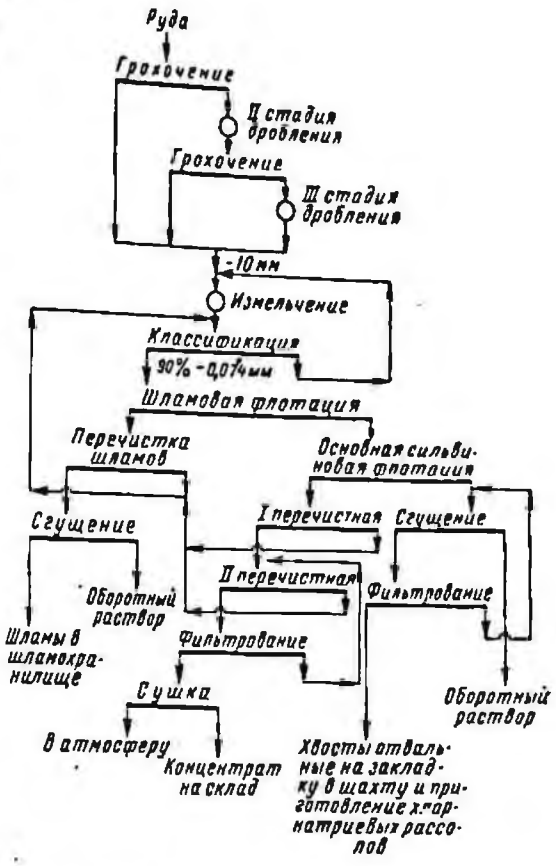


Рис. 243. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды на фабрике Первого Березниковского производственного рудоуправления

После отстаивания осветленный раствор возвращается на фабрику, где его используют для разбавления и транспортирования галитовых отходов.

Питание основной сильвинитовой флотации по гранулометрическому составу и плотности незначительно отличается от питания шламовой флотации. В качестве собирателя при флотации сильвина используют хлориды или ацетаты высокомолекулярных аминов C_{16}—C_{20}.

Расход реагентов на фабрике Первого Березниковского производственного рудоуправления на 1 *т* концентрата, содержащего 95% KCl, *г*

Полиакриламид	99
Амины (76,5%)	350
ФР-1	798
Мазут	11 800
Соляная кислота	155
Содовый раствор	124
Керосин	237

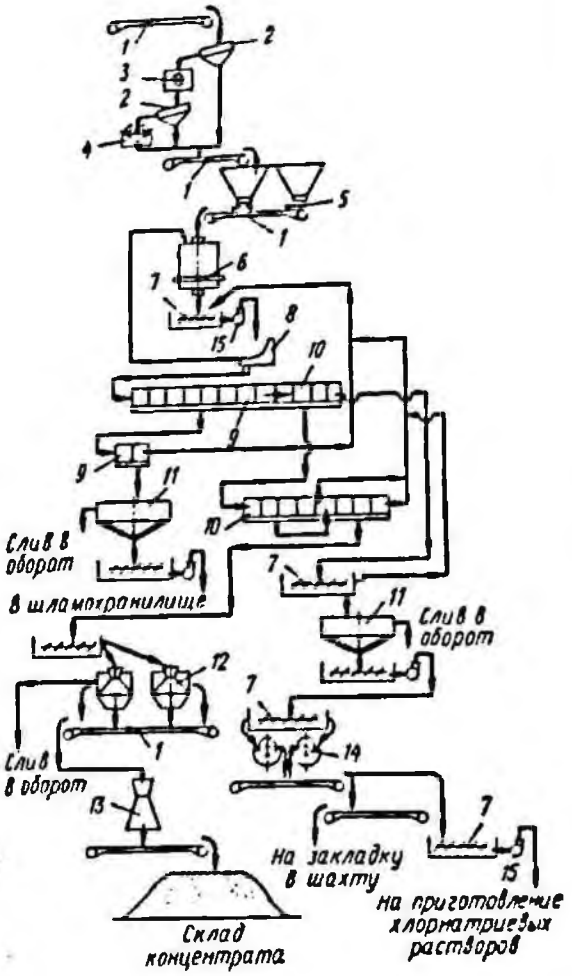


Рис. 244. Схема цепи аппаратов фабрики Первого Березниковского производственного рудоуправления:

1 — ленточные конвейеры; *2* — инерционные грохоты; *3* — молотковая дробилка СМ-170; *4* — двухвалковая дробилка; *5* — лотковый питатель; *6* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *7* — горизонтальные мешалки; *8* — дуговой грохот; *9* — механические флотационные машины, модернизированные ГИГХСом для основной и перечистной флотации шламов; *10* — то же, для основной и I—II перечистной сильвинитовой флотации; *11* — сгуститель диаметром 18 *м*; *12* — центрифуга АГ-1800; *13* — аппарат кипящего слоя; *14* — барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью БОУ40-3; *15* — песковые насосы

Хвосты основной флотации обезвоживают сгущением и фильтрованием. Последние при содержании 96—97% NaCl и до 3,1% KCl (за счет оставшейся жидкой фазы) являются хорошим сырьем для производства соды. Окончательный концентрат содержит более 95% KCl и соответствует марке «Ф» (II сорта). Извлечение хлористого калия составляет 85—86%.

Обезвоженный в центрифугах концентрат подвергается сушке в аппарате кипящего слоя с решеткой диаметром 3000 *мм*, или в трубе-сушилке диаметром 900 *мм*. Содержание влаги в готовом продукте менее 1%. После сушки продукт системой конвейеров грузят в вагоны или подают в крытые арочного типа склады.

Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики Первого Березниковского производственного рудоуправления показана на рис. 244, схема сооружений — на рис. 245.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Первого Березниковского производственного рудоуправления на 1 *т* концентрата

Электроэнергия, *квт·ч*	57
Вода, *м*³	1,737
Стержни, *кг*	0,122
Фильтр-сетка, *м*²	0,001
Пар, *Гкал*	0,014

Фабрика Второго Березниковского производственного рудоуправления

Фабрика обогащает сильвинитовую руду Дурыманского шахтного поля.

Технологическая схема обогащения (рис. 246) включает две стадии дробления до 25 *мм*, одну стадию измельчения до 90% класса —3 *мм* в стержневой мельнице, работающей в замкнутом цикле с дуговым грохотом, гравитационное обесшламливание сильвинитовой пульпы, раздельную флотацию крупно- и мелкозернистого сильвинитов. Особенностью схемы является флотационное обогащение крупнозернистого сильвина (95% класса —3 *мм*) и удаление глинисто-карбонатных минералов гравитационным способом в сочетании с депрессией оставшихся шламов кремнёвой кислотой с полиакриламидом или сульфитно-спиртовой бардой.

Пульпа после измельчения плотностью не более 25% твердого подается через систему напорных баков на обесшламливание в гидроциклоны. Слив гидроциклонов (18—22% твердого от руды) поступает на перечистку в гидросепараторы, пески которых возвращаются в голову I стадии обесшламливания, а слив сгущается и направляется на противоточную промывку. Затем глинистый продукт поступает в шламохранилище. Пески I стадии обесшламливания классифицируется на дуговых грохотах по классу 1 *мм* и каждый продукт раздельно обесшламливается: класс —3+1 *мм* в спиральном классификаторе, класс —1+0 *мм* в гидроциклонах.

Обесшламленные продукты раздельно подаются на флотацию: мелкозернистый в

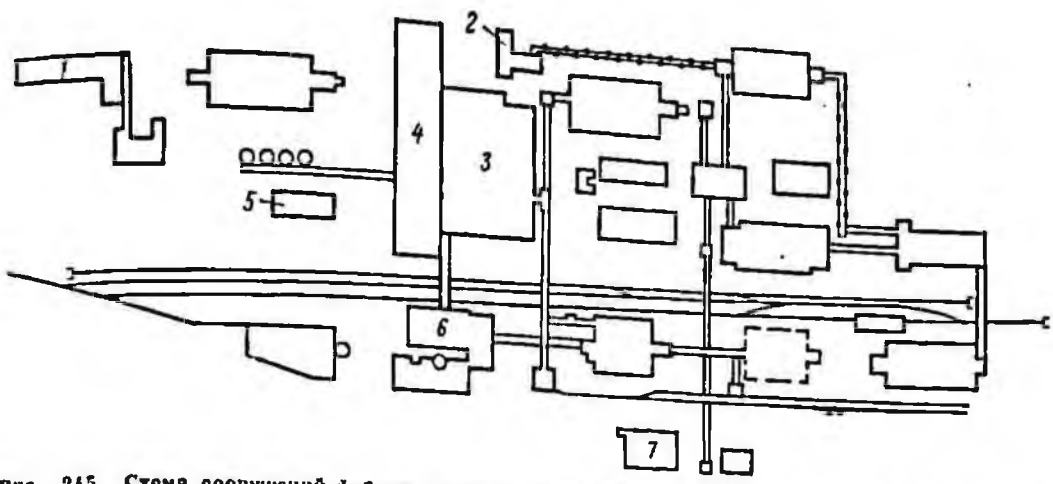


Рис. 245. Схема сооружений фабрики Первого Березниковского производственного рудоуправления:
1 — бытовой комбинат и управление; *2* — цех противоточной промывки; *3* — главный корпус; *4* — химическая фабрика; *5* — склад и цех реагентов; *6* — сушильный корпус; *7* — опытная флотационная фабрика

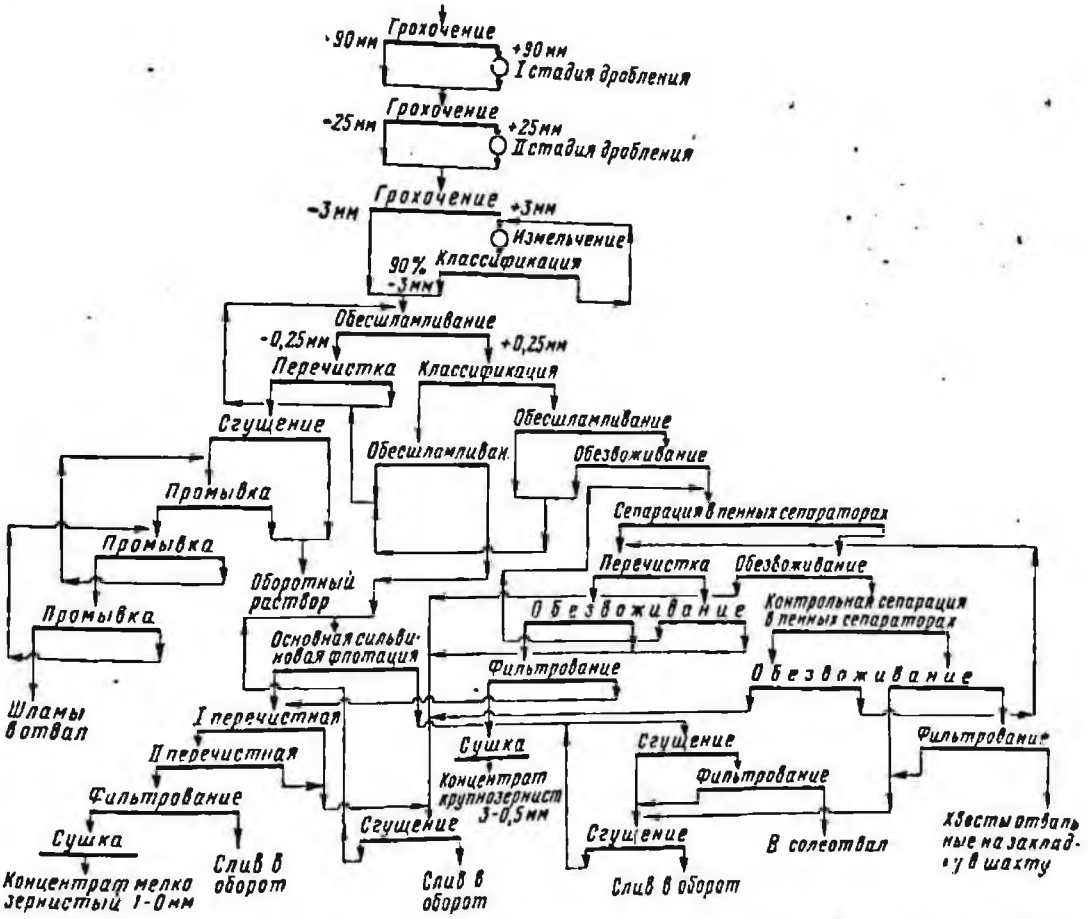
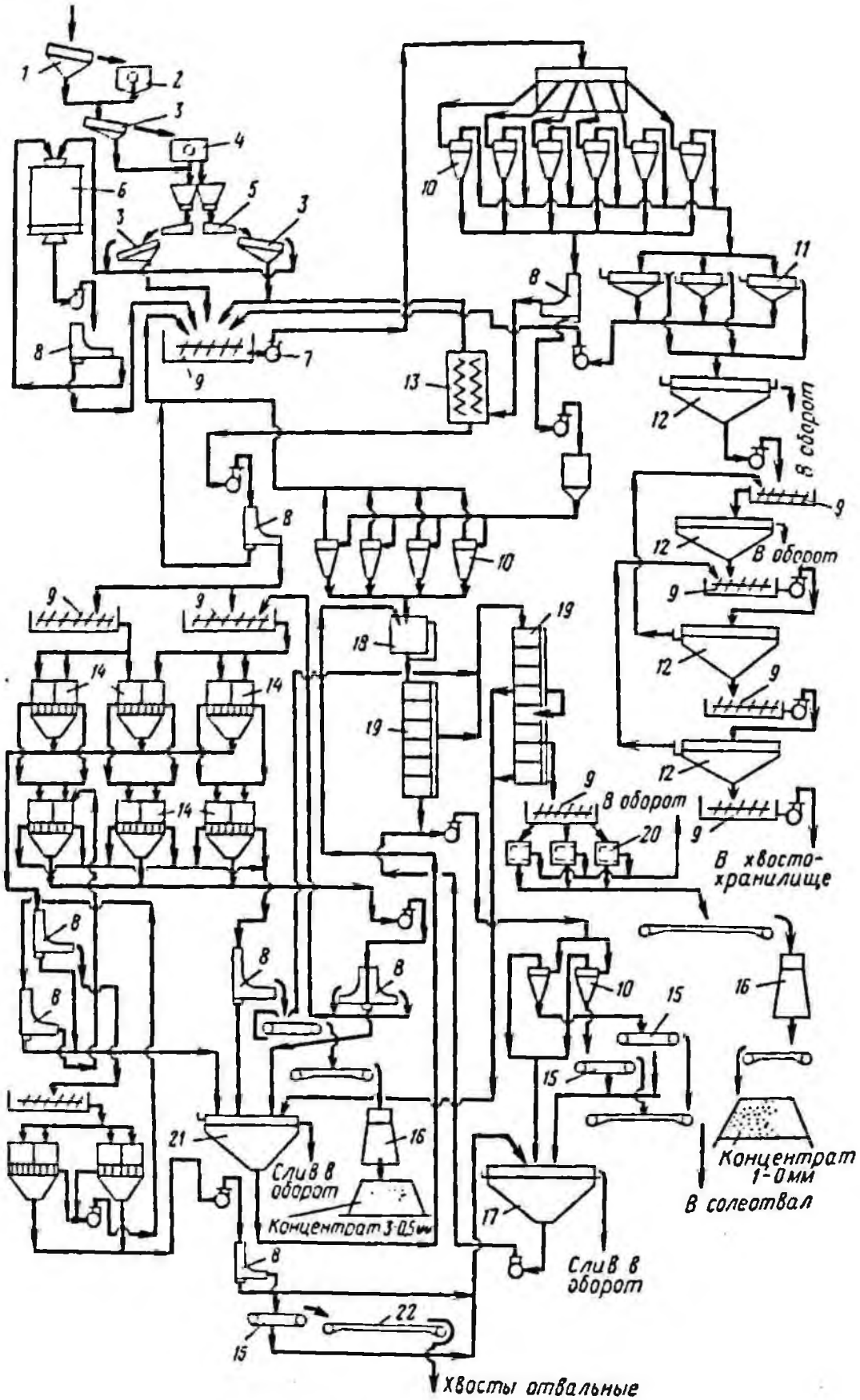


Рис. 246. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды на фабрике Второго Березниковского производственного рудоуправления


В оборот
В оборот
В оборот
В хвосто-
хранилище
Слив в
оборот
Концентрат 3-0,5мм
Концентрат
1-0мм
В солеотвал
Слив в
оборот
Хвосты отвальные

машины «Механобр-7» (ФМР-63), модернизированные ГИГХСом, крупнозернистый — в пенные сепараторы Госгорхимпроекта. Крупнозернистый материал (−3+1 *мм*) перемешивается с реагентами в двухвалковых лопастных смесителях при плотности 65—70% твердого. В качестве реагентов в этом случае применяют хлорид или ацетат высокомолекулярного амина C_{10}—C_{20}, сосновое масло и мазут. Для флотации мелкозернистых фракций кроме вышеуказанных депрессоров применяют также амин и сосновое масло.

Конечный мелкозернистый концентрат (−1+0 *мм*) содержит 94,5—95,5% KCl крупнозернистый (−3+0,5 *мм*) 88—92% KCl, что соответствует МРТУ 6-12-11—68 на крупнозернистый концентрат.

Крупно- и мелкозернистый концентраты фильтруют до влажности 7—8% и направляют на сушку в аппараты кипящего слоя. Высушенные продукты складируют и отгружают потребителю раздельно.

Хвосты крупнозернистой флотации с содержанием 3—4% KCl обезвоживают на дуговых грохотах, фильтруют на ленточных фильтрах до влажности не более 8% и системой конвейеров подают в солеотвалы. Хвосты мелкозернистой фракции с содержанием 2—3% KCl после сгущения и фильтрования на ленточных фильтрах также направляют в солеотвалы совместно с крупнозернистыми хвостами.

Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики Второго Березниковского производственного рудоуправления показана на рис. 247, схема сооружений фабрики на рис. 248, разрез главного корпуса на рис. 249.

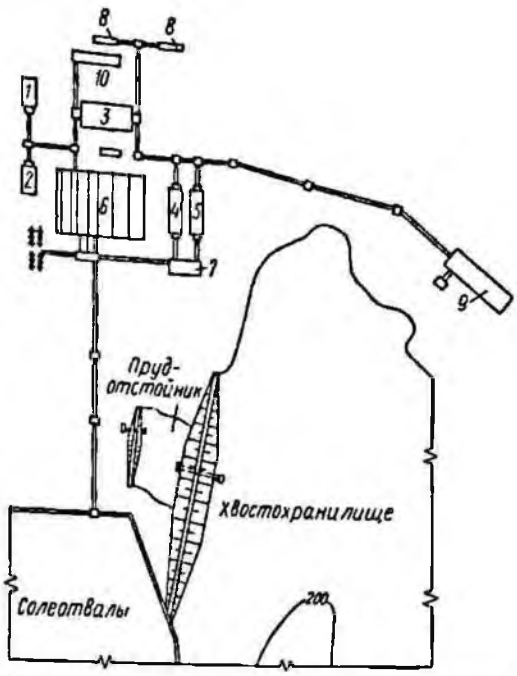


Рис. 248. Схема сооружений фабрики Второго Березниковского производственного рудоуправления:

1 — отделение дробления № 1; *2* — то же, № 2; *3* — склад дробленого сильвинита; *4* — то же, крупнозернистого концентрата; *5* — то же, гранулированного концентрата; *6* — главный корпус; *7* — сушильно-грануляционный цех; *8* — погрузочные бункера; *9* — корпус упаковки; *10* — реагентное отделение

§ 32. Фабрики комбината Белорускалий

Белорусский калийный комбинат Белорускалий (бывший Солигорский) работает на базе Старобинского месторождения сильвинитовых руд.

Соленосная свита представлена многократным чередованием пластов каменной соли и пачек глинисто-карбонатных пород. Мощность ее в пределах Старобинского месторождения колеблется от 190 до 600 *м*. Соленосная толща месторождения сложена четырьмя калийными горизонтами. Разрабатываются соли второго горизонта и нижней сильвинитовой пачки третьего горизонта. Второй калийный горизонт, представленный сильвинитом, залегает на глубине 382—488 *м*, третий калийный горизонт — на глубине 502—669 м. Мощность нижней промышленной пачки составляет 4,5 *м*.

Минеральный и химический составы калийных солей приведены в табл. 208.

В руде, поступающей на переработку хлористого калия, содержится 22—27% KCl, нерастворимого остатка 3—10%.

Рис. 247. Схема цепи аппаратов фабрики Второго Березниковского производственного рудоуправления:

1 — колосниковый грохот; *2* — отбойно-центробежная дробилка ОЦД-200; *3* — инерционные грохоты; *4* — молотковая дробилка; *5* — электровибрационный питатель; *6* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *7* — песковый насос; *8* — дуговые грохоты; *9* — горизонтальные мешалки; *10* — гидроциклон; *11* — гидросепаратор; *12* — сгустители с периферическим приводом П-30; *13* — двухспиральный классификатор; *14* — машины пенной сепарации Госгорхимпроекта; *15* — ленточные вакуум-фильтры; *16* — аппараты кипящего слоя; *17* — сгуститель диаметром 18 *м*; *18* — контактный чан; *19* — механическая флотационная машина модернизированная ГИГХСом для основной и I—II перечистной сильвинитовой флотации; *20* — центрифуга 2НГП-2К-1200Н; *21* — сгуститель с центральным приводом Ц-15; *22* — ленточный конвейер

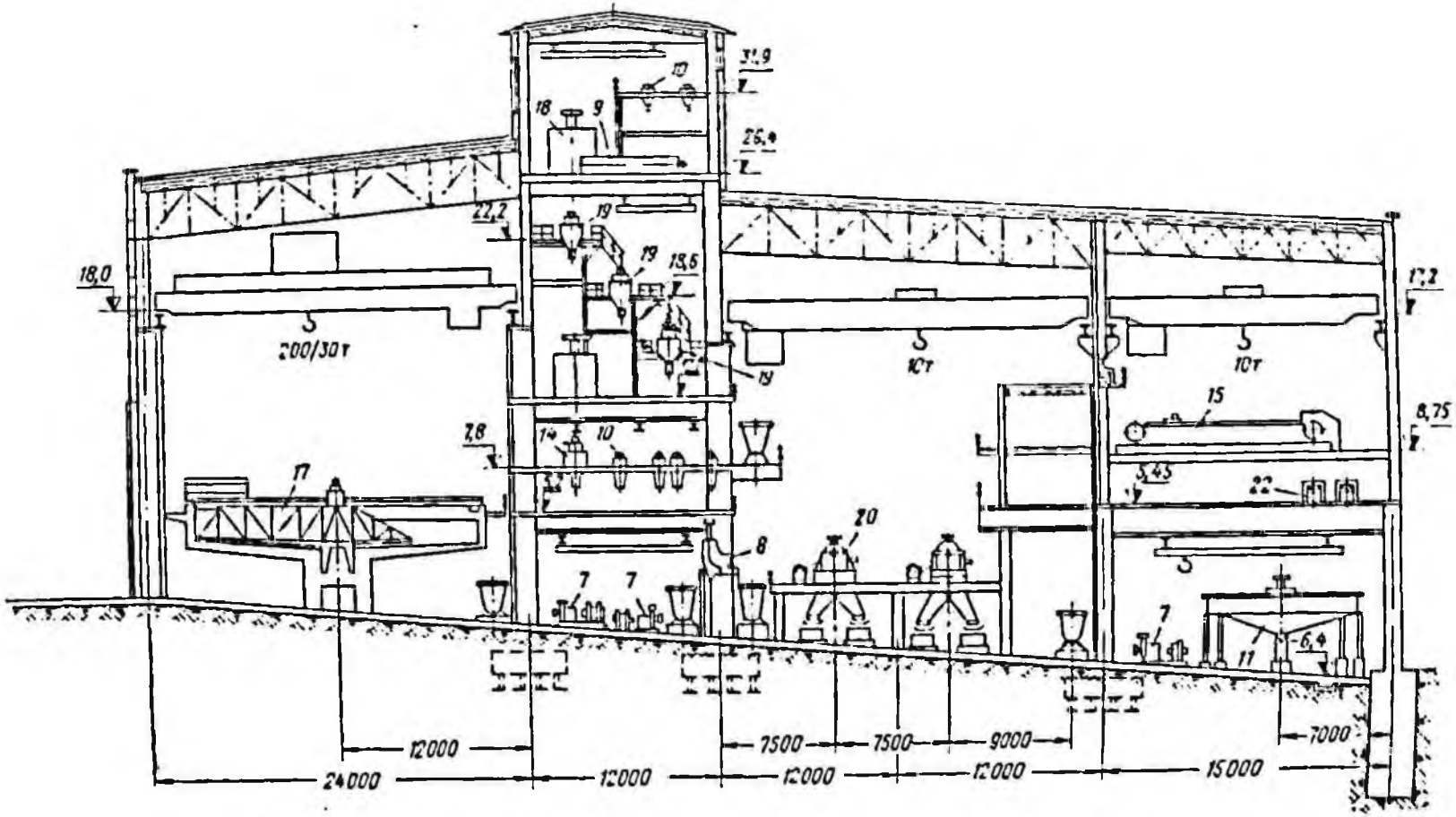


Рис. 249. Главный корпус фабрики Второго Березниковского производственного рудоуправления:
7–11, 14, 15, 17–20 и 22 — см. рис. 247

Таблица 208

Минеральный и химический составы сильвинитовых руд Старобинского месторождения

Руда	Минеральный состав, %					Химический состав (в пересчете на сухое вещество), %					
	сильвин	галит	карбонатно-сульфатно-глинистый материал	тахгидрит	карналлит	KCl	NaCl	$MgCl_2$	$CaSO_4$	$CaCl_2$	нерастворимый остаток
Калийный пласт: второго горизонта	0,27—46,6	31—92,9	0,53—54,7	Незначительное количество	1	28—33	55—66	0,07—0,15	0,2—0,67	0,1—0,3	3—8 и более
второго пласта третьего горизонта	0,19—56,8	6 69—95,9	0,9—50	То же	Незначительное количество	21—23	66—72	0,3—0,5	0,8—1,66	0,1—0,3	4—10 и более

Влажность руды 0,2—1,7%. Плотность сильвинита колеблется от 1,98 до 2,22 *т/м*³. Месторождение отрабатывается подземным способом. Руду на поверхность выдают скипами.

В состав комбината Белорускалий входят три производственных рудоуправления и соответственно три обогатительные фабрики, которые работают по принципиально одинаковым технологическим схемам при непрерывной рабочей неделе 24 ч в сутки.

Фабрика Первого рудоуправления

Фабрика введена в эксплуатацию в 1936 г. К настоящему времени она достигла производительности 2000 тыс. *т* минеральных удобрений в год (в пересчете на содержание 41,6% K_2O).

Технологическая схема обогащения сильвинитов на фабрике (рис. 250) включает одностадиальное дробление в молотковой дробилке до 8 *мм*, одностадиальное измельчение до 0,8 *мм* в стержневой мельнице, работающей в замкнутом цикле с дуговым грохотом, предварительную депрессию шламов карбоксиметилцеллюлозой, основную флотацию с двумя перечистками чернового концентрата.

Рис. 250. Технологическая схема обогащения фабрики Первого рудоуправления комбината Белорускалий

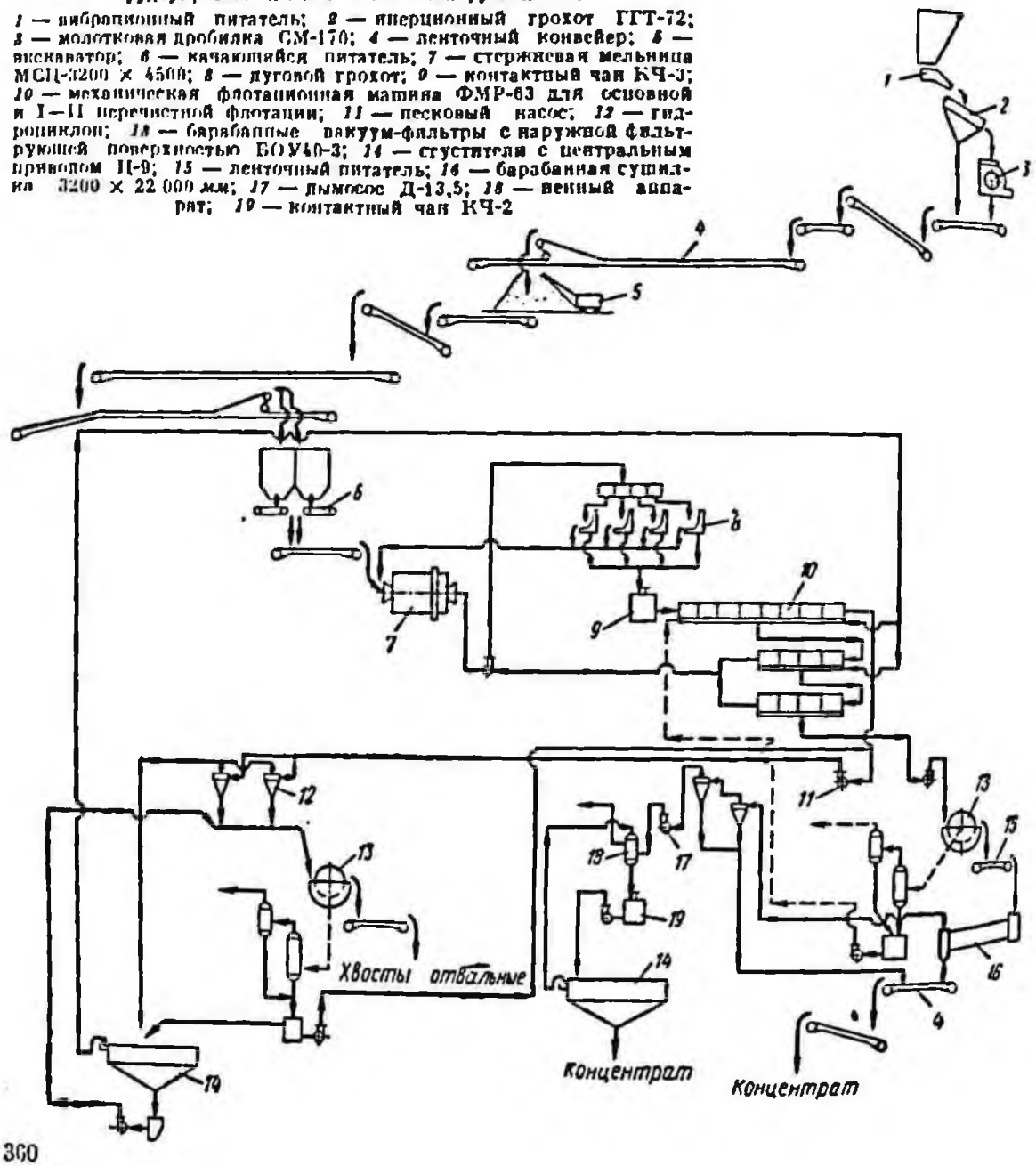
Таблица 209

Химический состав флотационного концентрата и смешанной калийной соли фабрики Первого рудоуправления

Продукт	Содержание, %						
	KCl	NaCl	$CaCl_2$	$CaSO_4$	$MgCl_2$	Br	нерастворимый остаток
Флотационный концентрат хлористого калия	90,75	6,35	0,12	0,46	0,1	0,02	1,65
Смешанная калийная соль	64,5	31,7	0,16	0,67	0,14	0,02	2,7

Рис. 251. Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики Первого рудоуправления комбината «Белорускалий»:

1 — вибрационный питатель; *2* — инерционный грохот ГГТ-72; *3* — молотковая дробилка СМ-170; *4* — ленточный конвейер; *5* — экскаватор; *6* — качающийся питатель; *7* — стержневая мельница МСЦ-3200 × 4500; *8* — дуговой грохот; *9* — контактный чан КЧ-3; *10* — механическая флотационная машина ФМР-63 для основной и I—II перечистной флотации; *11* — песковый насос; *12* — гидроциклон; *13* — барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью БОУ40-3; *14* — сгустители с центральным приводом Ц-9; *15* — ленточный питатель; *16* — барабанная сушилка 3200 × 22 000 *мм*; *17* — дымосос Д-13,5; *18* — венный аппарат; *19* — контактный чан КЧ-2



Готовый флотационный концентрат с содержанием 90—91,5% KCl при извлечении сильвина 84,8% фильтруется и сушится в барабанных сушилках до влажности не выше 2%, после чего смешивается с молотой сильвинитовой рудой для получения смешанной калийной соли, являющейся готовой продукцией фабрики.

Качество продукции регламентируется техническими условиями РТУ 6-12-16—69, согласно которым содержанием K_2O должно быть не менее 40% при влажности не выше 2%. Крупность смешанной калийной соли не должна превышать 8% класса +5 *мм*.

Химический состав флотационного концентрата и смешанной калийной соли приведен в табл. 209.

Расход реагентов на фабрике Первого рудоуправления на 1 *т* руды, *г*

Амины	65
Кубовые остатки	95
Керосин	20
Сосновое масло	6
Крахмал технический	280
Карбоксиметилцеллюлоза	710
Полиакриламид	62
Сода:	
кальцинированная	20
каустическая	30
Соляная кислота	39

Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики Первого рудоуправления показана на рис. 251.

Расход электроэнергии, воды, материалов и топлива на фабрике Первого рудоуправления на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	63 *
Вода, $м^3$	0,65 *
Стержни, *кг*	0,024
Фильтроткань, $м^2$	0,0005
Топливо (мазут), *кг*	9 *

* Расход на 1 *т* концентрата.

Хвосты флотации, представляющие галито-глинистые отходы с содержанием в твердой фазе 2,27% KCl, после обезвоживания в гидроциклонах и фильтрования до влажности 12,5% системой конвейеров подаются в солеотвалы.

Слив гидроциклонов направляется в сгуститель диаметром 30 *м*. Сгущенные глинистые шламы частично перекачивают в шламохранилище, частично — в коллекторы, распределяющие пульпу по вакуум-фильтрам для совместного фильтрования с исходными хвостами.

Слив сгустителей в качестве оборотного маточного раствора возвращается в процесс. В оборот также подаются рассолы из шламохранилища.

Фабрика Второго рудоуправления

Фабрика на полную мощность введена в эксплуатацию в 1967 г.

Производительность фабрики составляет 2000 тыс. *т* минеральных удобрений в год (в пересчете на содержание K_2O 41,6%). Технологическая схема обогащения аналогична схеме фабрики Первого рудоуправления.

В связи с высоким содержанием в руде нерастворимого остатка в схему введен дополнительный цикл обесшламливания подрешетного продукта грохотов в гидроциклонах с противоточной промывкой глинистых шламов (слива гидроциклонов) в сгустителях.

Готовый флотационный концентрат с содержанием 90—91,5% KCl при извлечении сильвина 85% фильтруют и сушат в аппаратах кипящего слоя до влажности не выше 2%. Высушенный концентрат является готовым продуктом фабрики и отвечает требованиям ГОСТ 4568—65.

Расход реагентов на фабрике Второго рудоуправления на 1 *т* руды, *г*

Амины	70
Кубовые остатки	30
Сосновое масло	15
Крахмал технический	200
Карбоксиметилцеллюлоза	400
Полиакриламид	200
Сода:	
кальцинированная	19
каустическая	20
Соляная кислота	35

Расход электроэнергии, воды, материалов и топлива на фабрике Второго рудоуправления на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	96,4 *
Вода, $м^3$	12,1 *
Стержни, *кг*	0,03
Фильтроткань капроновая, $м^2$	0,0012
Топливо (мазут), *кг*	14 *

* Расход на 1 *т* концентрата.

Хвосты флотации поступают в гидроциклоны, а слив последних — в сгуститель диаметром 30 *м*. Галито-глинистые отходы из гидроциклонов и сгустителя поступают на фильтрование до влажности 12%, после чего системой транспортеров

направляются в солеотвалы. Слив сгустителя в качестве оборотного маточного раствора возвращается в процесс. В оборот подаются также рассолы из шламохранилища. Общее количество возвращаемых в оборот рассолов составляет 85%.

Конструктивно-компоновочные решения по фабрике Второго рудоуправления во многом идентичны решениям по фабрике Первого рудоуправления.

Глава XV

Фабрики для обогащения серных руд

Месторождения серных руд в Советском Союзе в основном сосредоточены в Прикарпатье (Роздольское, Подорожненское, Яворовское и др.), а также в Туркменской ССР (Гаурдакское) и в Средневолжском районе (Водинское).

Серные руды представлены большей частью известняковыми, известняково-глинистыми и глинистыми типами. Содержание серы в промышленных рудах колеблется от 8 до 40%. Элементарная сера встречается в виде отдельных гнезд и вкраплений в известняках и глинах, а также в виде перекристаллизованных тонкозернистых разностей.

Серные руды перерабатываются для получения элементарной серы — комовой или молотой.

Комовая сера используется в основном в химической промышленности для производства серной кислоты и в меньшей степени в резиновой промышленности. Молотая сера применяется для борьбы с сельскохозяйственными вредителями.

В настоящее время действуют три серных комбината: Роздольский, Гаурдакский и Куйбышевский.

Серная руда перерабатывается по комбинированной схеме: флотационное обогащение исходной руды и выплавка серы из флотационного концентрата в автоклавах периодического действия и методом фазового обмена. Обогатительные фабрики выдают флотационный концентрат (содержание серы от 70 до 85%), из которого на сероплавильных заводах получают элементарную серу.

§ 33. Фабрика Роздольского комбината (Львовская область)

Сырьевой базой комбината являются серные руды Роздольского и Подорожненского месторождений.

На Роздольском месторождении выделяют три типа руд: известняковые, известняково-глинистые и глинистые. Преобладающим является первый тип (82%) серых или темно-серых известняков, представляющих плотные, часто кавернозные и трещиноватые скрытокристаллической структуры, иногда перекристаллизованные. Сера распространена в них главным образом в виде вкраплений размером от 0,02 до 6 *мм*. Известняковые руды состоят в основном из кальцита и серы, остальные компоненты (кварц, полевой шпат, циркон, рутил, турмалин и др.) присутствуют в незначительных количествах. Глинистые серные руды представляют собой глину, в которую включены обломки серосодержащего известняка размером от 0,6 до 40 мм. Известняковые и глинистые серные руды содержат в незначительном количестве битумы. Коэффициент крепости руды 6—8, влажность примерно 8%.

Разрабатывают месторождение открытым способом. Крупность максимального куска руды 1000—1100 *мм*.

Для стабилизации технологического процесса на флотацию подают усредненную руду в виде шихты следующего состава: 40% руды с прожилково-вкрапленной текстурой, 20% руды с гнездо-вкрапленной текстурой, 10% руды с полосчатой текстурой и 30% руды с тонковкрапленной текстурой. Примесей глин и дезинтегрированных известняков в шихте содержится до 10%.

Фабрика перерабатывает 7—7,5 млн. *т* руды ежегодно при работе главного корпуса 340 дней в году (непрерывная рабочая неделя, три смены в сутки). Дробильные отделения работают в режиме работы рудника.

Руды на фабрику подаются автотранспортом. Технологическая схема обогащения показана на рис. 252. Схема рудоподготовки состоит из двух стадий дробления до крупности 60 *мм* в открытом цикле и двух стадий измельчения до 70% класса —0,074 *мм*.

Измельчение руды осуществляется на четырех секциях и одной полусекции. Первая стадия измельчения руды до 5 *мм* производится в четырех стержневых мельницах 2700 × 3600 *мм*. Слив каждой мельницы подается в двухспиральный классификатор диаметром 2400 *мм*. Питанием шаровых мельниц 3200 × 3160 *мм* являются пески классификаторов. Запас руды в бункерах главного корпуса рассчитан на одну смену, так как руда сильно слеживается.

Схема обогащения включает основную флотацию, три перечистки концентрата и контрольную флотацию. Для извлече-

ния серы из тонковкрапленных руд хвосты контрольной флотации доизмельчаются и дополнительно флотируются в отдельном цикле. При флотации используют реагенты: керосин 1000 *г/т* руды, Т-66 (вспениватель) 250—300 *г/т* руды, жидкое стекло 500 *г/т* руды.

Помимо флотации исходной руды на отдельных секциях флотируются хвосты автоклавной плавки. Флотационные концентраты подаются на сероплавильный завод для дальнейшей переработки.

Флотация осуществляется в механических флотационных машинах «Механобр-6» (ФМР-25).

Принятая на фабрике технология позволяет получать из руды, содержащей 22—23,5% серы, концентрат с содержанием серы 65—70% при извлечении ее свыше 90%.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Роздольского комбината на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	19
Вода, *м*³	4,2
Пар, *Гкал*	0,0019
Шары, *кг*	0,23

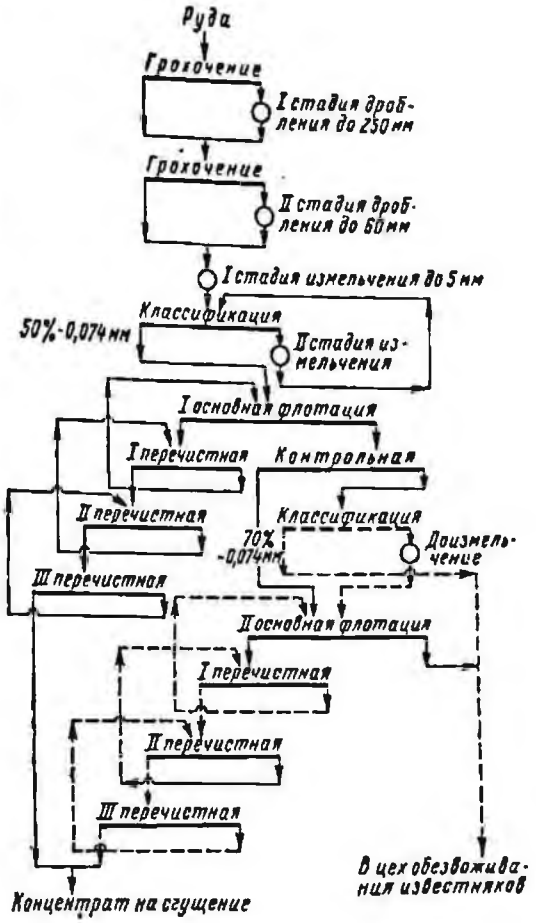


Рис. 252. Технологическая схема обогащения фабрики Роздольского комбината

Схема цепи аппаратов фабрики Роздольского комбината (корпус дробления II очереди и секция главного корпуса) показана на рис. 253.

Отвальные хвосты фабрики и сливы сгустителей направляют самотеком в хвостохранилище. Осветленная вода используется в технологическом процессе в качестве оборотной.

Обезвоженные крупные фракции хвостов применяются в сельском хозяйстве для известкования кислых почв. После обезвоживания части хвостов в гидроциклонах и барабанных вакуум-фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью их направляют потребителю железнодорожным транспортом. В связи с этим предусмотрен специальный склад крупных фракций хвостов.

Схема сооружений показана на рис. 254.

Дробильный комплекс представлен двумя самостоятельными корпусами, связанными с I и II очередями фабрики. Каждый дробильный корпус состоит из двух секций. В дробильном корпусе II очереди дробилки крупного и среднего дробления размещены в разных зданиях. Дробильные корпуса I и II очередей отличаются как по применяемому оборудованию, так и по компоновке. В дробильном корпусе осуществлена каскадная установка дробилок щековой 1200 × 1500 *мм* и молотковой 1700 × 1450 *мм*. В корпусе дробления II очереди установлены дробилки щековые 1500 × 2100 *мм* и молотковые ДМН-2100 × 1850 *мм*.

При дроблении серной руды в дробилках II стадии возможны вспышки и загорания пыли. Для предотвращения этого в молотковые дробилки подаются вода и пар. В корпусах предусмотрена усиленная аварийная вентиляция для быстрого удаления газов, образующихся при вспышке пыли.

Разрезы основных производственных корпусов показаны на рис. 255 и 256.

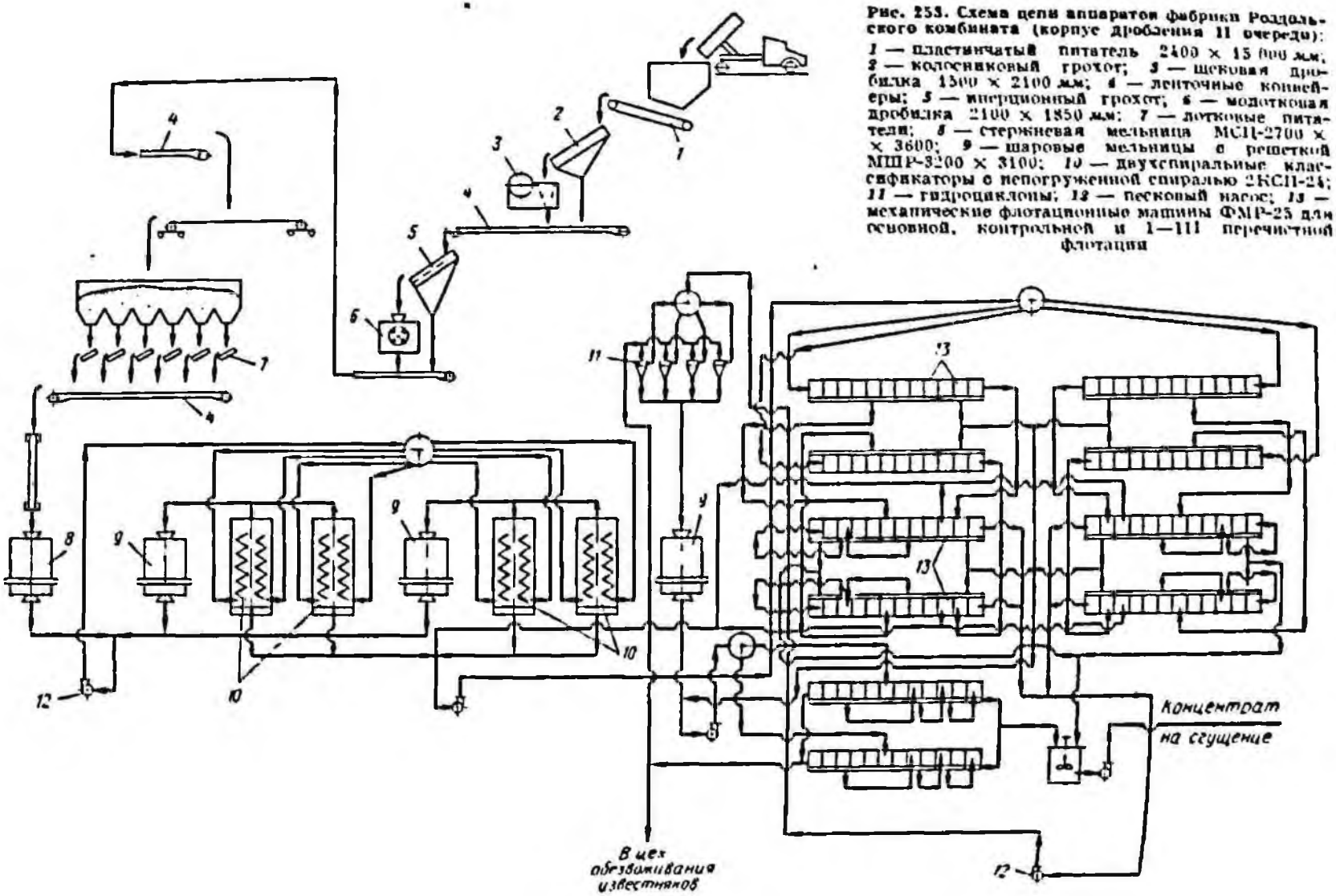


Рис. 253. Схема цепи аппаратов фабрики Роддальского комбината (корпус дробления II очереди):

1 — пластинчатый питатель 2400 × 15 000 мм; *2* — колосниковый грохот; *3* — щековая дробилка 1500 × 2100 мм; *4* — ленточные конвейеры; *5* — инерционный грохот; *6* — молотковая дробилка 2100 × 1850 мм; *7* — лотковые питатели; *8* — стержневая мельница МСЦ-2700 × × 3600; *9* — шаровые мельницы с решеткой МШР-3200 × 3100; *10* — двухспиральные классификаторы с непогруженной спиралью 2КСП-24; *11* — гидроциклоны; *12* — песковый насос; *13* — механические флотационные машины ФМР-25 для основной, контрольной и I—III перечистной флотации

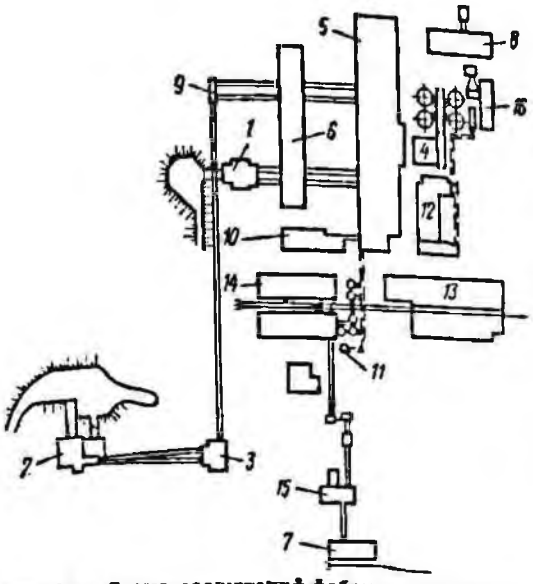


Рис. 254. Схема сооружений фабрики Роздольского комбината:

1 — корпус крупного и среднего дробления I очереди; *2* — то же, крупного дробления II очереди; *3* — то же, среднего дробления II очереди; *4* — то же, сгущения; *5* — то же, главный; *6* — склад дробленой руды; *7* — то же, затаренной серы; *8* — то же, гранул; *9* — перегрузочный узел; *10* — реагентное отделение; *11* — отстойники; *12* — автоклавное отделение; *13* — открытый склад серы; *14* — закрытый склад очищенной серы; *15* — размольно-упаковочное отделение; *16* — цех очистки вентиляционного воздуха

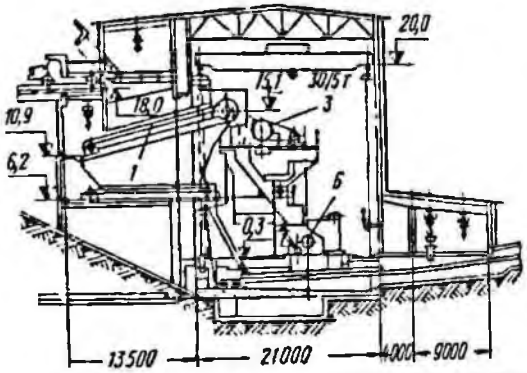


Рис. 255. Корпус крупного и среднего дробления I очереди фабрики Роздольского комбината:

1, *3* и *6* — см. рис. 253

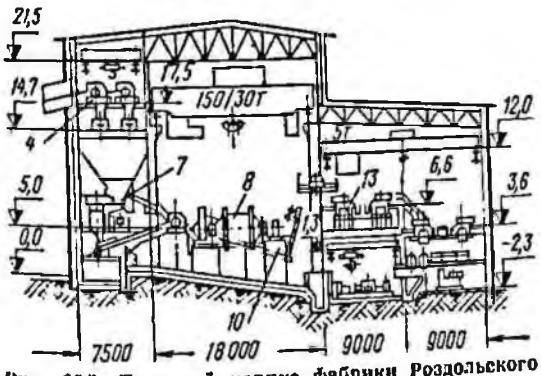


Рис. 256. Главный корпус фабрики Роздольского комбината:

4, *7*, *8*, *10* и *13* — см. рис. 253

Глава XVI

Фабрики для обогащения сырья строительной и других отраслей промышленности

§ 34. Фабрики для обогащения асбестовых руд комбината Ураласбест (Свердловская область)

Сырьевой базой комбината является Баженовское месторождение хризотил-асбеста. Месторождение приурочено к массиву ультраосновных пород, вытянутому в меридиональном направлении (протяженность около 30 *км*), и состоит из Северного, Центрального и Южного участков. Наиболее богатые и значительные асбестоносные залежи сосредоточены в средней части массива и образуют так называемую Главную асбестоносную полосу. Все залежи расположены либо вдоль зон разлома массивов ультраосновных пород, либо в промежутках между ними.

В залежах месторождения асбест представлен почти исключительно поперечно-волокнистым и лишь в рассланцованных и смятых зонах серпентинита — косо смятым и продольно-волокнистым.

Руды Баженовского месторождения представлены следующими структурными типами:

1) отороченные руды — простые и сложноотороченные. В первых асбест находится в виде отдельных жил, во вторых — в виде нескольких, близко расположенных, приблизительно параллельных, общей мощностью до 30 *см*, иногда до 50 *см*. Асбест в указанных рудах представлен в соответствии с мощностью жил в значительной мере волокнами большой длины (20 *мм* и более);

2) руды типа «крупная сетка» — с жилами асбеста различной мощности, пересекающимися в разных направлениях. Наиболее типичны жилы мощностью 8—20 *мм*;

3) руды типа «мелкая сетка» аналогичны предыдущим, но с более густой сетью жилок меньшей мощности (обычно 5—8 *мм*);

4) руды типа «мелконрожил» с серпями приблизительно параллельных жилок асбеста небольшой мощности, преимущественно 3—6 *мм*.

Асбестовые залежи, как правило, окаймляют находящиеся в массиве серпентинитов перидотитовые блоки. Около такого блока находится зона отороченных руд, затем последовательно располагаются зоны

Таблица 210

Технологические показатели работы обогатительных фабрик комбината Ураласбест

Фабрика	Переработано сырой руды, млн. т	Содержание асбеста, в руде, %
№ 2	1,81	3,14
№ 3:		
I очередь . . .	2,25	2,62
II очередь . . .		
№ 4:		
цех высокосортных руд . . .	1,914	3,99
цех рядовых руд		
№ 5	2,84	3,15
№ 6	6,45	1,59

руд типа «крупная сетка», «мелкой сетки», «мелкопрожил» и на границе залежи — зона одиночных жил незначительной мощности.

Вмещающие породы представлены более или менее серпентинизированным перидотитом (в центральных участках залежей) и серпентинитом. Их крепость варьирует в пределах 8—16 у перидотитов и 5—7 у серпентинитов.

Плотность руды в целике 2,5—2,6 $т/м^3$, насыпной вес (до дробления) 1,5—1,65 $т/м^3$.

При подсчете запасов руд в число балансовых включаются руды с так называемым геологическим содержанием асбеста — от 1% и выше. Но практическая ценность асбеста определяется в основном длиной волокна. Поэтому качество руд оценивается не только по общему содержанию в них асбеста, но и по содержанию волокон различной длины.

Месторождения отрабатываются открытым способом.

Руды на обогатительные фабрики доставляются по электрифицированным железнодорожным путям в думпкарах грузоподъемностью 60—100 *т*.

Перерабатываются руды на пяти обогатительных фабриках (№ 2, 3, 4, 5 и 6).

Технологические показатели работы обогатительных фабрик приведены в табл. 210. Обогатительные фабрики специализированы по типам руд. Фабрика № 2 перерабатывает руды среднего качества (типов «крупная сетка» и «мелкая сетка») с низким содержанием волокна текстильных сортов; фабрики № 3 и 5 перерабатывают преимущественно руды тех же типов, но более низкого качества — практически без текстильного волокна; фабрика № 4 рассчитана на руды повышенной сортности и состоит из двух цехов переработки руд типа «крупная сетка» (цех рядовых руд) и высокосортных руд, в который направляется богатая руда со значительным содержанием текстильного волокна; фабрика № 6 предназначена для наиболее бедных по содержанию асбеста руд различных типов.

Особенностью обогащения асбестовых руд является необходимость сохранения природной текстуры, длины асбестовых волокон и оптимального разассортирования волокна различной длины по отдельным сортам продукции. Эти требования, а также применение только сухих методов обогащения, преимущественно пневматических, обусловили следующие характерные черты асбестообогатительных фабрик:

сушка дробленой руды перед ее обогащением;

многостадиальность и разветвленность технологических схем; значительное число (до 10) стадий дробления; раздельная обработка выделяемых концентратов (перечистка, обеспыливание и классификация по длине) с передачей отдельных промежуточных продуктов из одних потоков в другие;

широкое применение пневмотранспорта (низконапорного, под разрежением), выполняющего технологические функции, а также аспирационных устройств. Количество перемещаемого пневмотранспортными и аспирационными системами воздуха составляют на действующих асбестообогатительных фабриках несколько млн. $м^3$ в 1 ч. Его очистка от пыли и асбеста с извлечением последнего в виде товарной продукции является существенным элементом технологических схем фабрик;

широкий ассортимент выдаваемой продукции (15—20 марок асбеста) и отправка ее потребителям в упакованном виде, иногда небольшими партиями.

В соответствии с перечисленными особенностями, асбестообогатительные фабрики состоят из четырех комплексов: дробильно-сортировочного (ДСК), включающего и сушку руды; обогатительного, включающего все основные обогатительные операции; комплекса пылеулавливания; комплекса обработки готовой продукции (склады, шихтовочные и упаковочные отделения, погрузочные устройства). Помимо асбеста, товарной продукцией является часть хвостов обогащения, выдаваемых в виде классифицированного щебня и песка различной крупности.

В связи со специализацией фабрик и их различной производительностью, а также значительной разницей по времени

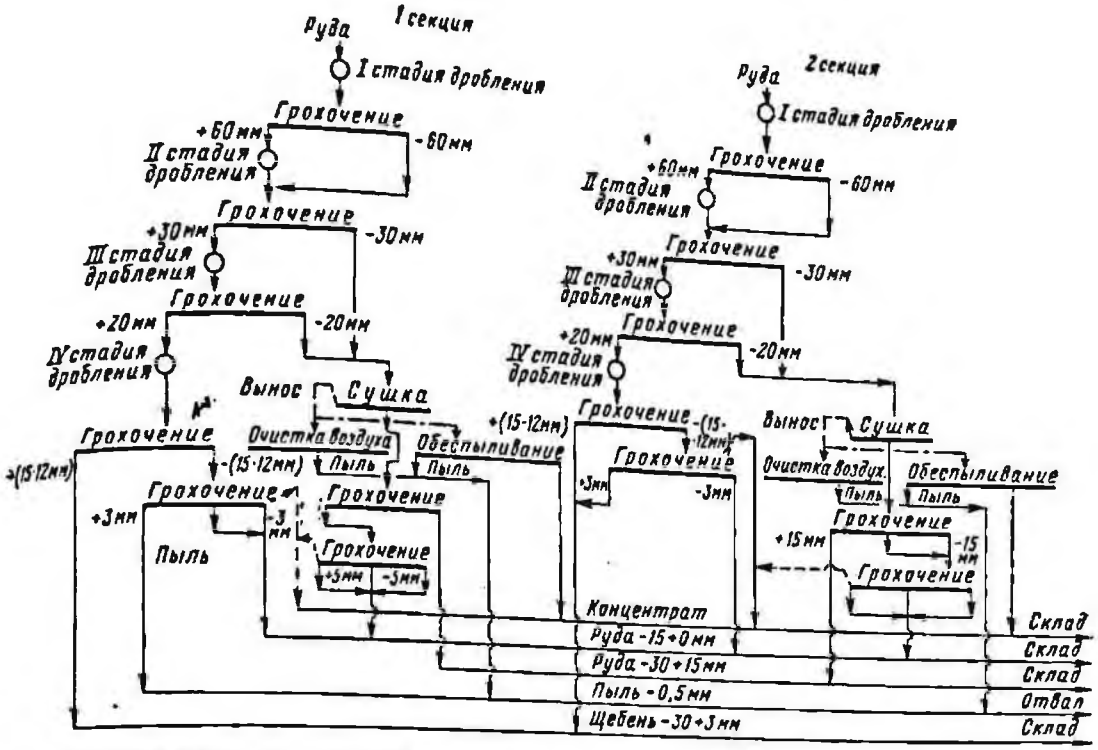


Рис. 257. Технологическая схема дробильно-сортировочного комплекса фабрики № 6

проектирования их технологические схемы, оборудование и конструктивные решения весьма различны.

Фабрика № 6 комбината Ураласбест

Фабрика предназначена для переработки бедных руд — среднее содержание асбеста 1,77%. Проектная производительность 12 млн. *т* в год по руде.

Руда обогащается сухим способом по весьма сложной технологической схеме, типичной для асбестообогатительных фабрик. Схема включает девять стадий дробления, сушку руды крупностью —30 *мм* (после III стадии дробления), свыше 40 операций грохочения (в большинстве с отсасыванием асбестового волокна), более 35 операций классификации по крупности и обеспыливания и ряд операций распушки волокна, воздушной сепарации и др.

ДСК фабрики состоит из двух одинаковых секций. Задачей ДСК является подготовка руды к обогащению: дробление, сушка и сортировка по крупности. Технологическая схема ДСК показана на рис. 257.

После II и III стадий дробления руда подвергается грохочению для отделения мелочи (обычно —30 и —20 *мм*), направляемой на сушку. Доля подвергаемой сушке руды зависит от исходной влажности и бывает различна в разное время года. Сушка производится в специальных шахтных печах. Топливом служит каменный уголь. В процессе сушки некоторая часть содержащегося в руде асбеста освобождается, выносится потоком газов и улавливается в виде чернового концентрата.

ДСК выдает черновой концентрат, дробленую руду крупностью 30—15 и 15—0 *мм*, пыль и щебень. Концентрат и дробленая руда направляются на промежуточные склады, а затем в обогатительный комплекс фабрики. Пыль отправляется в отвал, а щебень — в отгрузочные бункера для отправки потребителям. Характеристика выдаваемых ДСК продуктов при переработке руды проектного качества приведена в табл. 211.

Таблица 211

Характеристика продуктов дробильно-сортировочного комплекса фабрики № 6 (проектная при содержании в руде 1,77% асбеста)

Продукт	Крупность, *мм*	Выход, %	Содержание асбеста, %
Черновой концентрат	—	1,3	24,35
Подготовленная руда	+15	29,3	1,69
То же	—15	28,3	2,54
Щебень	—30	37,1	0,65

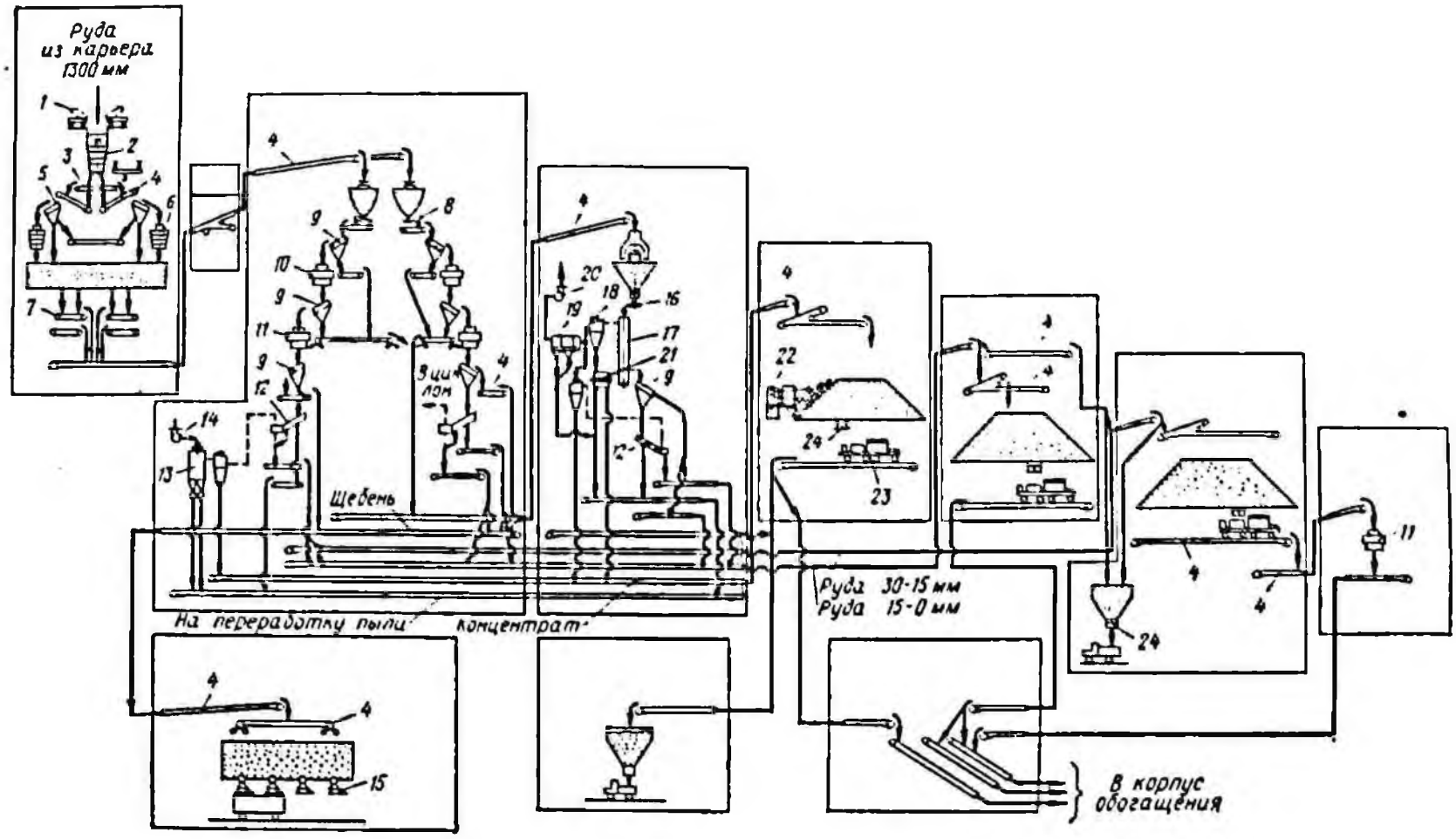


Рис. 258. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочного комплекса фабрики № 6:

1 — думпкар грузоподъемностью 100 *т*; *2* — конусная дробилка крупного дробления ККД-1500/180; *3* — пластинчатый питатель 1500 × × 9000 *мм*; *4* — ленточные конвейеры; *5* — колосниковый грохот 1200 × 5000 *мм*; *6* — конусная дробилка среднего дробления КСД-2200; *7* — пластинчатый питатель 1500 × 12 000 *мм*; *8* — электровибрационный питатель 900 × 2500 *мм*; *9* — грохот ГУП-2к; *10* — конусная дробилка мелкого дробления КМД-2200; *11* — то же, КМД-1750; *12* — грохоты 1500 × 3000 *мм*; *13* — электрофильтр ДВП2 × 13,5; *14* — вентилятор ВД-18; *15* — бункерный затвор челюстной 750 × 750 *мм* с подъемным лотком; *16* — дисковый питатель ДТ-200; *17* — шахтная сушильная печь 2 × 2 × 18 *м*; *18* — циклон; *19* — электрофильтр АП-40 × 2; *20* — дымосос Д-15,5; *21* — рассев ЗРМ; *22* — погрузочная машина-усреднитель 120; *23* — передвижной питатель лопастный; *24* — секторный затвор 750 × 750 *мм*

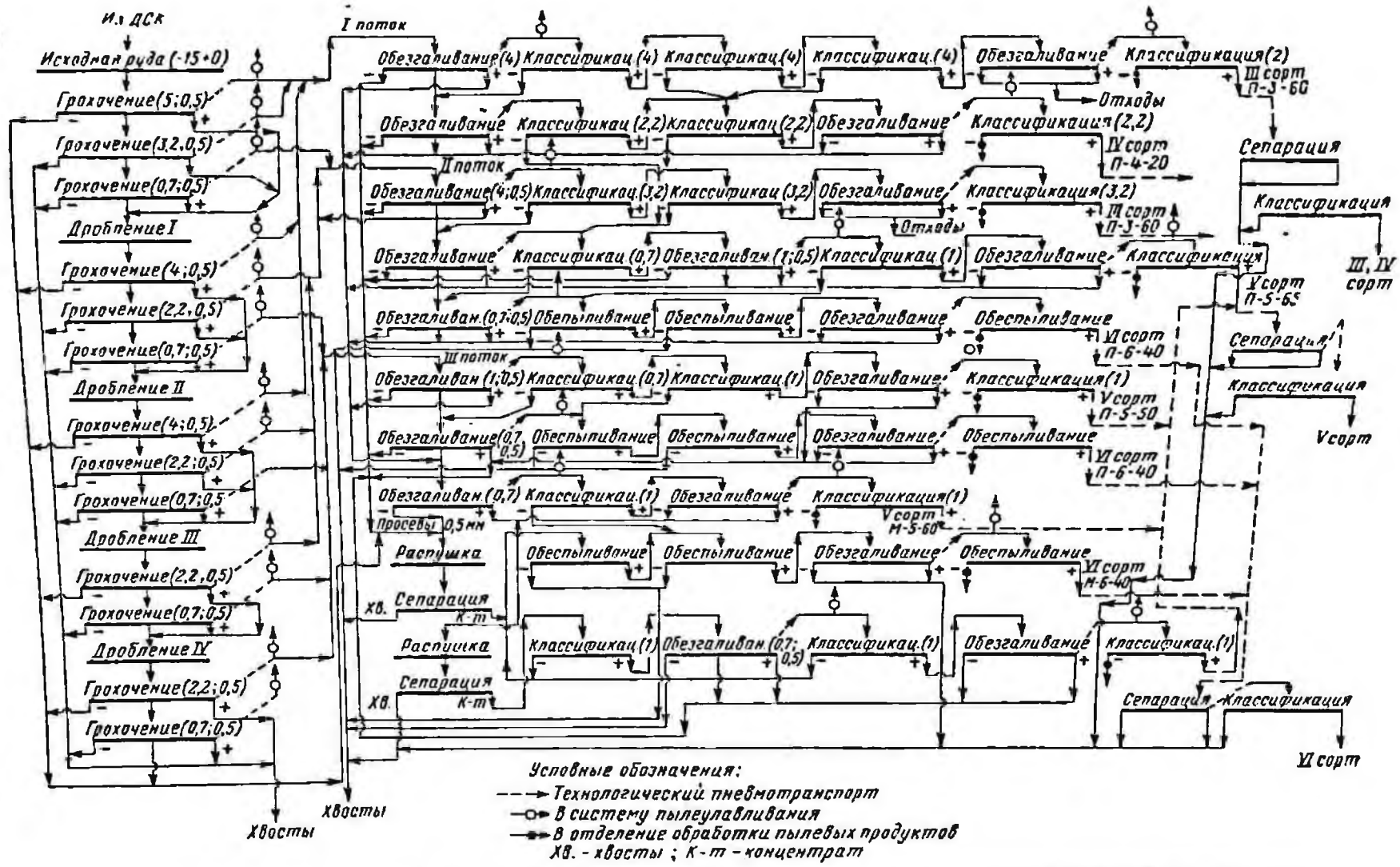


Рис. 259. Технологическая схема обогатительного комплекса фабрики № 6 (цифры в скобках обозначают размеры отверстий сит в мм)

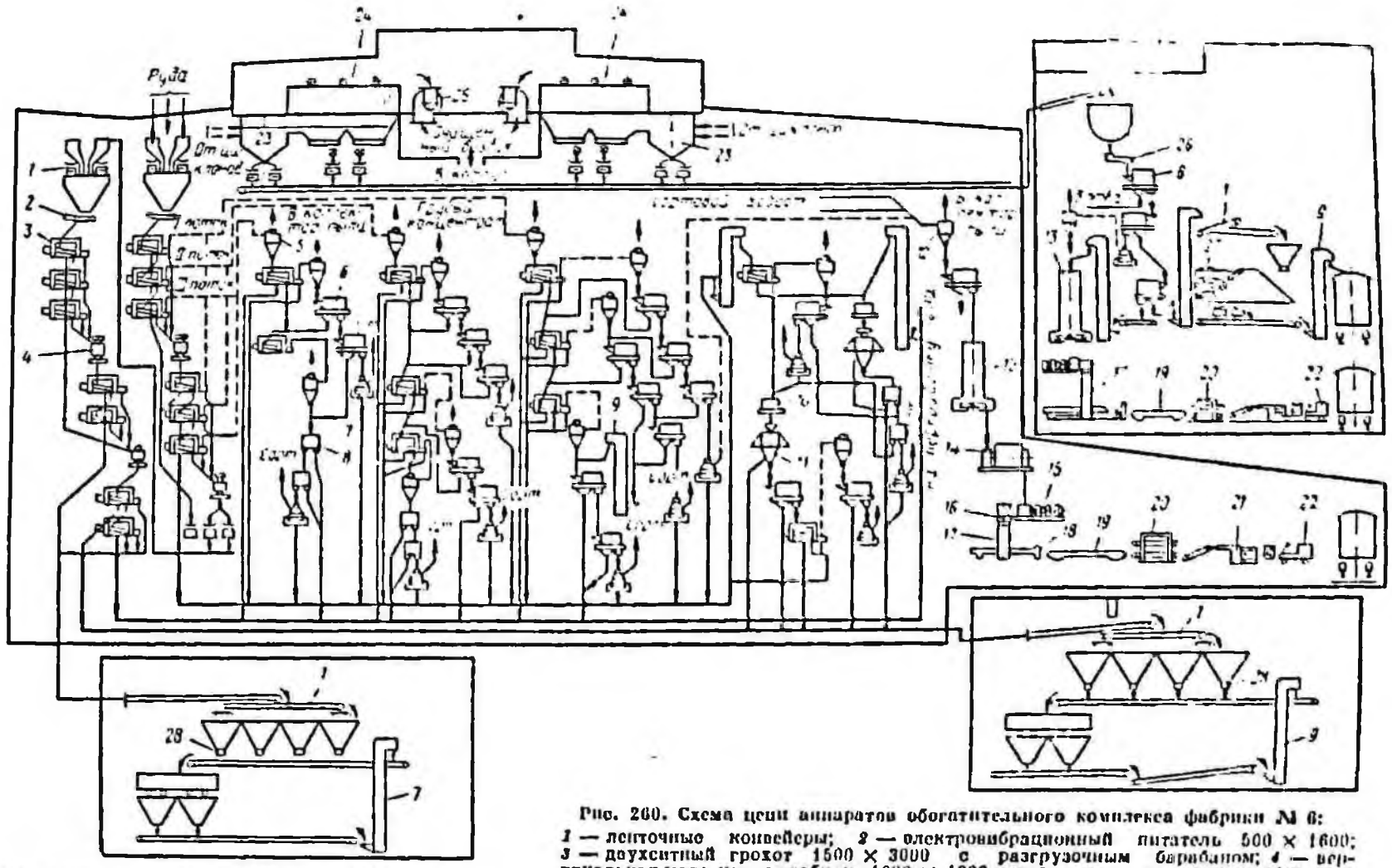


Рис. 260. Схема цепи аппаратов обогатительного комплекса фабрики № 6:

1 — ленточные конвейеры; *2* — электровибрационный питатель 500 × 1600; *3* — двухситный грохот 1500 × 3000 с разгрузочным барабаном; *4* — вертикальная молотковая дробилка 1000 × 1000 *мм*; *5* — циклон диаметром 1500 *мм*; *6* — обеспыливатели диаметром 900 и 1500 *мм*; *7* — воздушно-вибрационные сепараторы диаметром 1000 и 1800 *мм*; *8* — рассев АР; *9* — ленточные элеваторы; *10* — вертикальный распушитель; *11* — воздушный сепаратор диаметром 2800 *мм*; *12* — циклон диаметром 2000 *мм*; *13* — бункера-питатели сортового асбеста; *14* — усреднитель У1С; *15* — шнековый подпрессовщик; *16* — весовой дозатор; *17* — гидравлическая пресс-упаковочная машина; *18* — опрокидыватель мешков; *19* — накопители мешков; *20* — заклеивающие машины; *21* — штабелеформирующая машина; *22* — погрузчики грузоподъемностью 750 *кг*; *23* — коллекторы запыленного воздуха; *24* — рукавные фильтры; *25* — вентилятор; *26* — питатель ленточный с тележкой; *27* — погрузочная машина для пыли; *28* — секторные затворы 150 × 750 *мм*

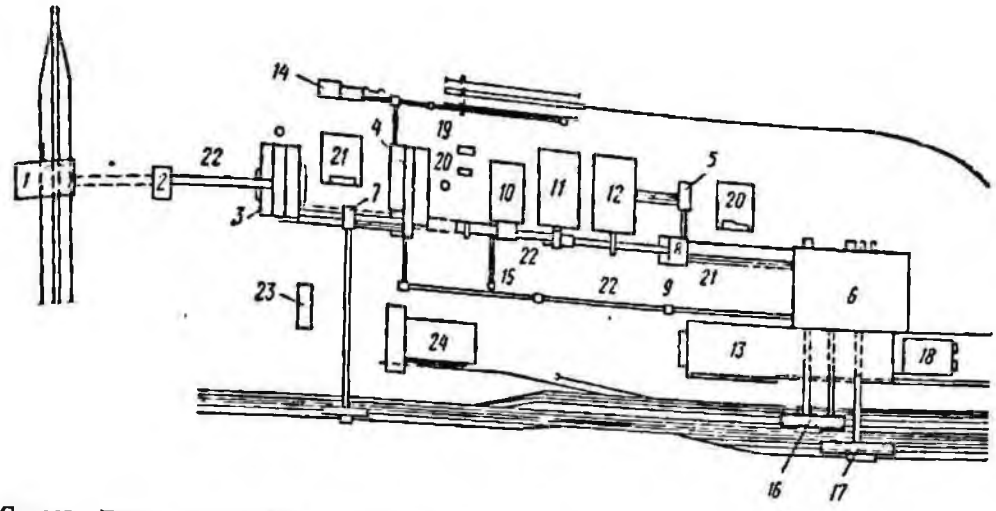


Рис. 261. Схема сооружений фабрики № 6:
1 — корпус крупного дробления; *2* — то же, приводных станций; *3* — то же, среднего и мелкого дробления; *4* — то же, сушки; *5* — то же, мелкого дробления; *6* — то же, обогащения; *7* — перегрузочный узел № 1; *8* — то же, № 2; *9* — перегрузочные узлы; *10* — склад концентрата и перегрузочный узел № 2; *11* — склад руды крупностью 15—0 *мм* и перегрузочный узел № 3; *12* — склад руды крупностью 30—15 *мм* и перегрузочный узел № 4; *13* — склад готовой продукции; *14* — погрузочные бункера щебня; *15* — то же, концентрата; *16* — то же, сортированных отходов; *17* — то же, пыли; *18* — сортировка и склад пылевых сортов; *19* — насосная станция; *20* — градирня; *21* — электроподстанция; *22* — галерея; *23* — управление фабрики; *24* — ремонтно-механический цех с материальным складом

Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочного комплекса (ДСК) фабрики № 6 показана на рис. 258.

Обогатительный комплекс состоит из двух секций для переработки руды и отделения доводки чернового концентрата ДСК. Одна рудная секция предназначена для руды крупностью 15—0 *мм*, другая — для руды, выдаваемой ДСК, крупностью 30—15 *мм*, но додробленной до —15 *мм* в отделении V стадии дробления, размещенном в отдельном корпусе.

Технологическая схема одной секции обогатительного комплекса приведена на рис. 259.

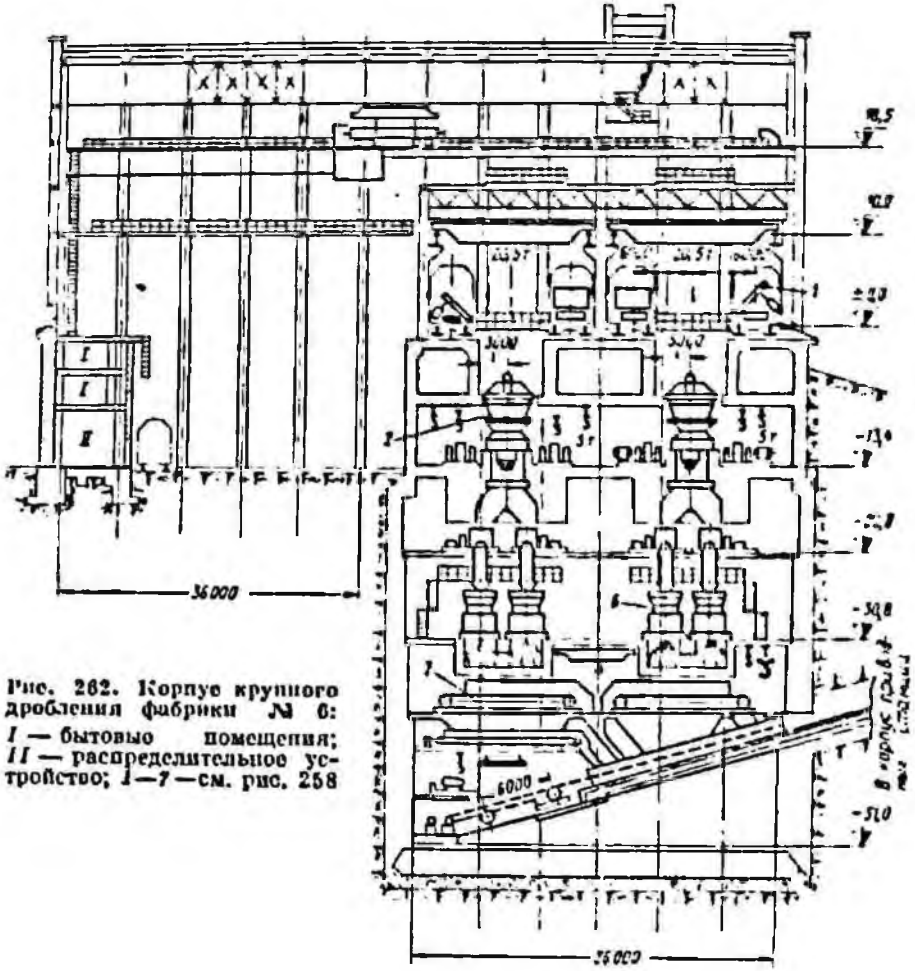
Для сохранения природной текстуры асбестового волокна его раскрытие и освобождение от породы дроблением руды ведут осторожно при небольших степенях сокращения в каждой операции дробления (1,5—2). Поэтому в пределах обогатительного комплекса дробление ведется в 5—6 стадий с применением дробилок различных типов. Поскольку средняя длина и текстура волокна, вскрываемого при каждой стадии дробления, снижается постепенно, для оптимального разассигнования асбеста различной длины по товарным сортам черновые концентраты, выделяемые после каждой стадии дробления, перечищаются и обеспыливаются раздельными потоками с получением сортового асбеста разных сортов и марок.

Извлечение асбеста из дробленой руды осуществляют отсасыванием воздухом с качающихся грохотов, а также воздушной сепарацией. Этот способ в сочетании с сортировкой по крупности в барабанных грохотах и других специальных аппаратах и обеспыливанием применяется и для перечистки концентратов.

Обогатительный комплекс выдает следующие продукты: из отделения доводки концентрата асбест II, III и IV сортов, из секций обогащения руды — асбест II—VII сортов различной текстуры. Вся асбестовая продукция опробуется, анализируется и маркируется в соответствии с ГОСТ 12871—67 на асбест хризотиловый. Хвосты обогащения крупностью +0,5 *мм* направляют на сортировку, в результате которой из них получают щебень и песок различной крупности. Хвосты крупностью —0,5 *мм* (пыль) вывозятся по железной дороге в отвалы.

Выбрасываемый из пневмотранспортных и аспирационных систем воздух в количестве около 10 млн. $м^3$ в 1 ч очищается от пыли в рукавных фильтрах (51 группа по 4140 $м^2$) и рециркулируется, а уловленная пыль подвергается дополнительной обработке (классификации) с получением асбеста низших марок (VI и VII сорта).

В комплексе обработки готовой продукции сортовой асбест II—VI сортов несколько усредняется, подпрессовывается для повышения насыпного веса, упаковывается в мешки и направляется на склады, откуда отгружается потребителям. Сорт VII в значительной части отгружают навалом.



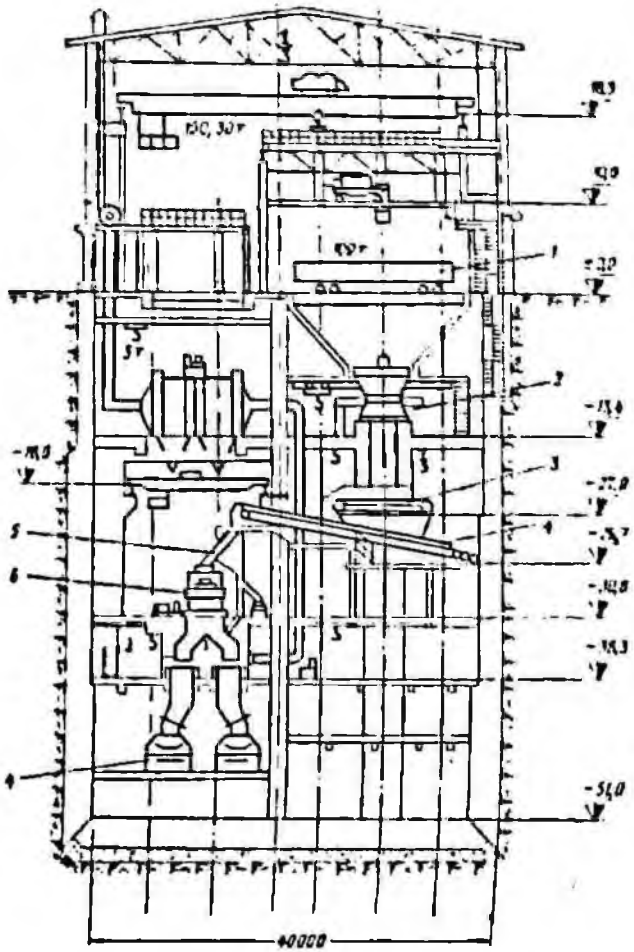


Рис. 262. Корпус крупного дробления фабрики № 6:
I — бытовые помещения; *II* — распределительное устройство; *1—7* — см. рис. 258

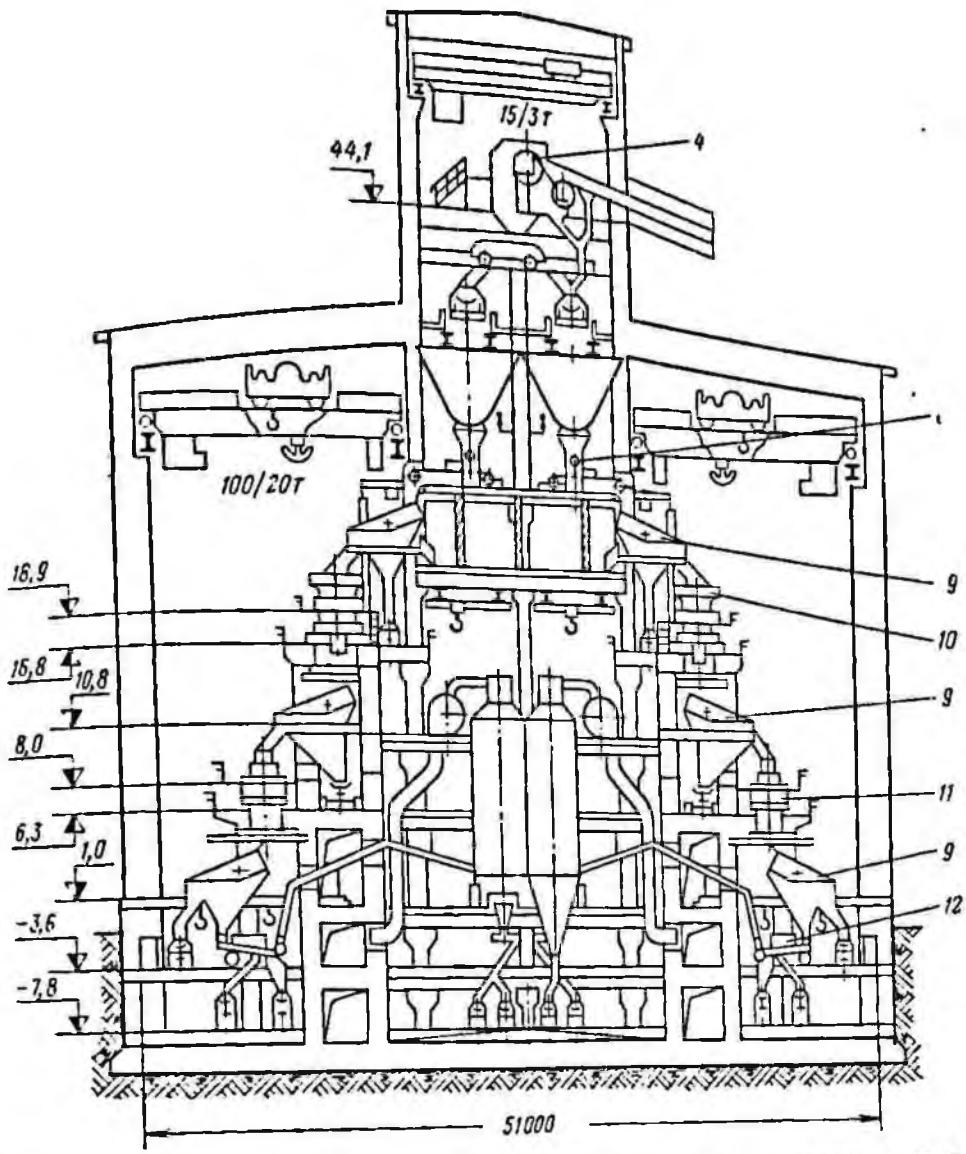


Рис. 263. Корпус среднего и мелкого дробления фабрики № 6:

4, 8—12 — см. рис. 258

Схема цепи аппаратов обогатительного комплекса (без отделения доводки концентратов) и комплекса обработки готовой продукции показана на рис. 260.

Схема сооружений фабрики № 6 показана на рис. 261, разрезы основных производственных корпусов — на рис. 262—265.

Технологические показатели работы фабрики № 6

Руда

Переработано сырой руды, тыс. *т*	6447
То же, по сухому весу, тыс. *т*	6228
Содержание асбеста в сырой руде (лабораторное), %	1,59
Содержание волокна в асбесте, %:	
2 сита	8,59
3 »	51,7
Расчетный коэффициент	1,93
Расчетное содержание асбеста в сырой руде, %	3,07
Влажность, %:	
сырой руды	3,4
после сушки	1,2

Готовая продукция

Выработано сортового асбеста, *т*	208 807
Распределение сортового асбеста по сортам, %:	
II	0,85
III	6,85
IV	5,5
V	38,5
VI	32,6
VII	15,7

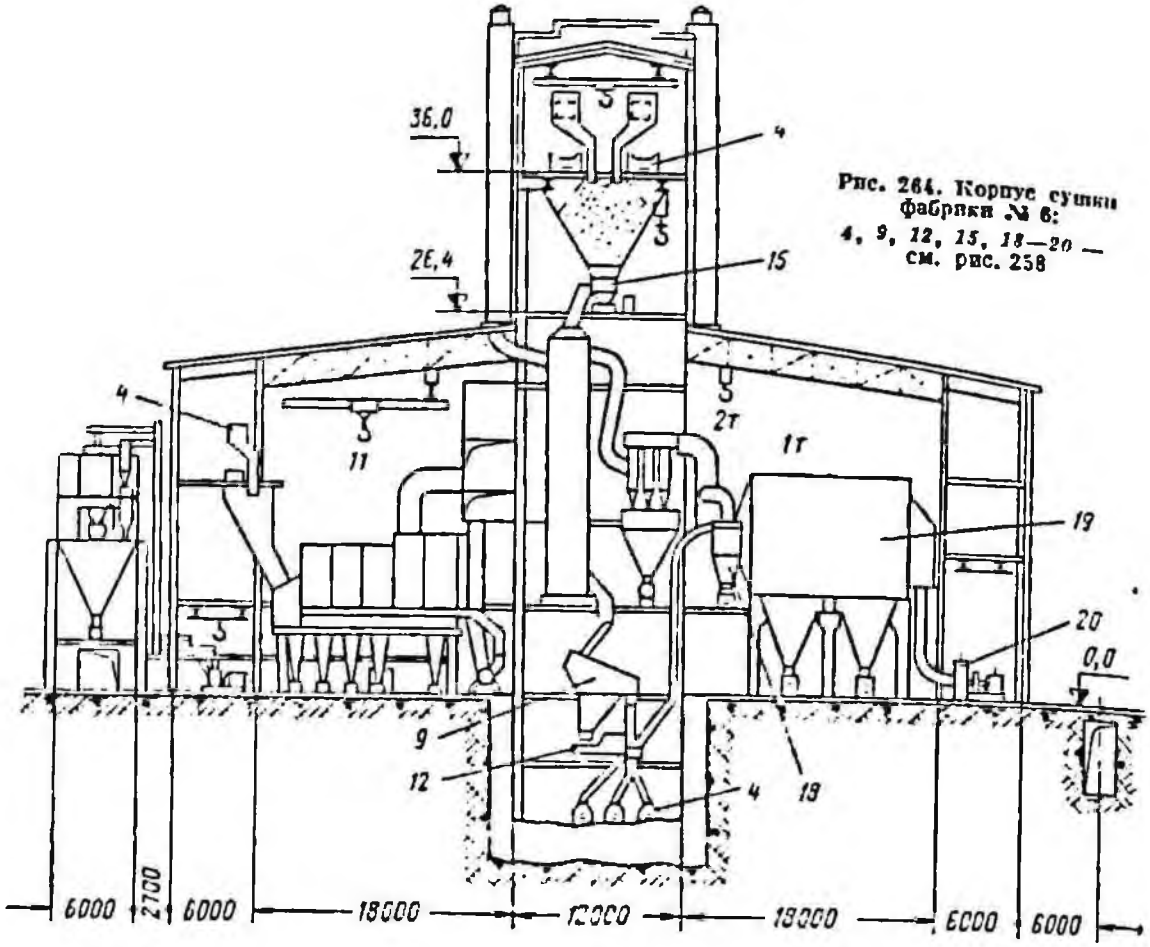
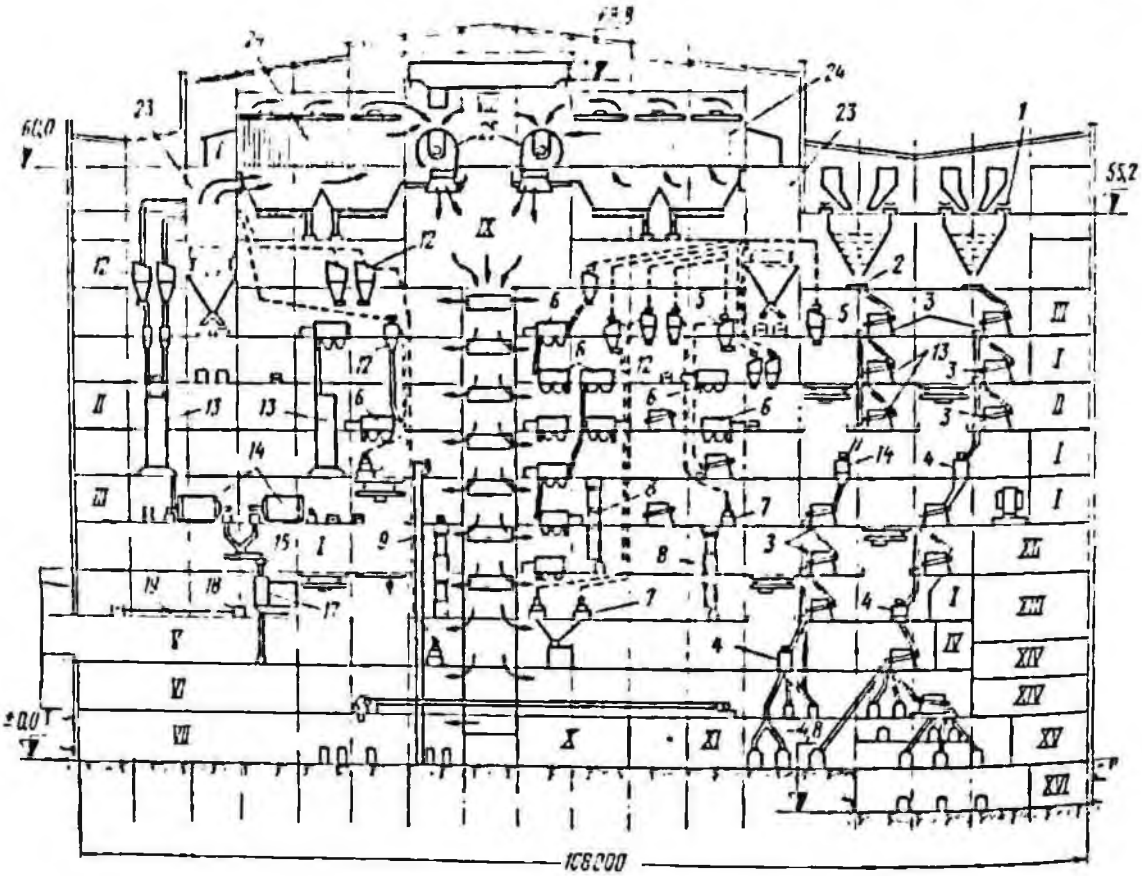


Рис. 264. Корпус сушки фабрики № 6:
4, 9, 12, 15, 18—20 — см. рис. 258



Распределение сортового асбеста по текстурам, %:	
промежуточная (ПРЖ) . .	0,21
полужесткая (П)	89,58
мягкая (М и К)	10,21
Средняя запыленность асбеста II—VI сортов, %	7,2
Общее извлечение асбеста, % .	82,7
Содержание асбеста в отходах, %	0,53
Щебень различных классов крупности, тыс. $м^3$	339 167
Содержание асбеста в щебне, %	0,6
Толеруберондная присыпка (ТТР), тыс. $м^3$	109 270
Строительный песок, тыс. $м^3$ . .	8000
Производительность по переработке руды в корпусе обогащения (за время чистой работы), $т/ч$ на 1 секцию	327
Коэффициент использования дробильного оборудования в корпусе обогащения к календарному времени	0,88

Расход электроэнергии и топлива на фабрике № 6 на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	3,95
Топливо (условное), *кг*:	
на сушку руды	20,7
на сушку асбеста II—VI сортов	758

§ 35. Фабрики для обогащения талька

В СССР разрабатываются следующие месторождения талька: Онотское в Иркутской области, Тетри-Миндорское и Квашевское в Южно-Осетинской автономной области, Сыростанское в Челябинской области, и Шабровское в Свердловской области.

На Онотском месторождении выборочно добывается высококачественный тальк, который отгружают потребителям в виде кусков или после измельчения до крупности —90 *мкм* на Миасской помольной фабрике.

Тетри-Миндорский и Квашевский тальковый камень измельчается до крупности —150 *мкм* на помольной фабрике предприятия «Грузталь».

Талькокарбонатная порода Сыростанского месторождения измельчается до крупности —150 *мкм* на Миасской помольной фабрике и частично на Зунарском химическом заводе.

Шабровское месторождение талька представлено тремя линзами, из которых эксплуатируются две «Старая» и «Новая», разрабатываемые открытым способом.

Тальковый камень Шабровского месторождения представлен в основном чешуйчатыми агрегатами и имеет следующий минеральный состав:

«Старая линза» — до 63,5% талька, до 31,5% магнезита до 5% хлорита, рудных и других минералов;

«Новая линза» — до 55% талька, до 42% магнезита, до 3% хлорита, серпентина и других минералов;

«Большая линза» — до 59,5% талька, до 38% магнезита, до 2,5% хлорита, рудных и других минералов.

В 1942 г. на Шабровском месторождении талька сдана в эксплуатацию фабрика флотационного обогащения талькомагнезитовых руд, а в 1955 г. — фабрика сухого помола.

В 1954 г. вступила в строй первая очередь новой флотационной фабрики производительностью 30 тыс. *т* обогащенного талька в год, а в 1963 г. — вторая очередь такой же производительности. В 1964 г. введена в эксплуатацию новая фабрика сухого помола производительностью 110 тыс. *т* молотого талькомагнезита в год.

В карьере «Старая линза» производится вырезка талькомагнезитового кирпича. Карьер «Новая линза» служит основной сырьевой базой обеих новых фабрик.

Руда крупностью 500 *мм* из карьера доставляется на фабрики в вагонетках по узкоколейной железной дороге. Руда дробится в две стадии до 20 *мм*. Дробленая руда распределяется по аккумулирующим бункерам обеих фабрик — 6 бункеров флотационной и 2 бункера помольной фабрики. Влажность руды составляет в среднем около 3%. В случае поступления руды влажностью до 2% из технологии сухого помола исключается сушка. Содержание в руде окислов железа, растворимых в HCl, в пересчете на Fe_2O_3 составляет 4—5%.

Технологическая схема флотационной фабрики (рис. 266) включает измельчение руды до 65% класса —0,15 *мм*, основную флотацию и две перечистки концентрата.

Хвосты основной флотации и перечисток после доизмельчения в шаровой мельнице

Рис. 265. Корпус обогащения фабрики № 6:

I — пункт станции управления; *II* — приточная камера; *III* — лаборатория; *IV* — комплектная трансформаторная подстанция; *V* — помещение привода упаковочных машин; *VI* — помещение ремонта сеток; *VII* — маркировочная; *VIII* — вакуум-камера; *IX* — камера чистого воздуха; *X* — ремонтномеханический пункт; *XI* — станция смазки дробилок; *XII* — диспетчерский пункт; *XIII* — зал собраний; *XIV* — бытовые помещения; *XV* — столовая; *XVI* — подсобное помещение; *1—9*, *12—15*, *17—19*, *23—25* — см. рис. 260

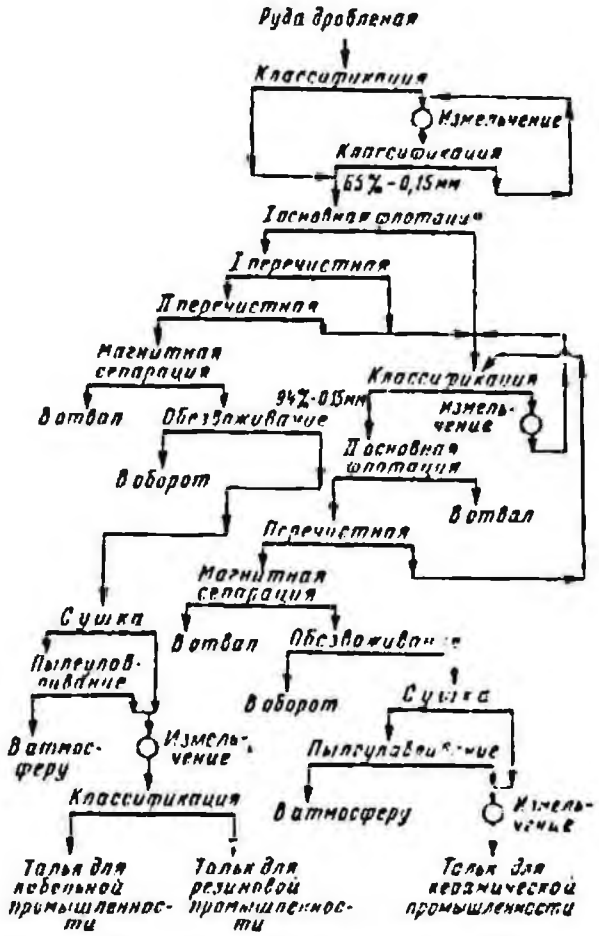


Рис. 266. Технологическая схема обогащения талька на флотационной фабрике

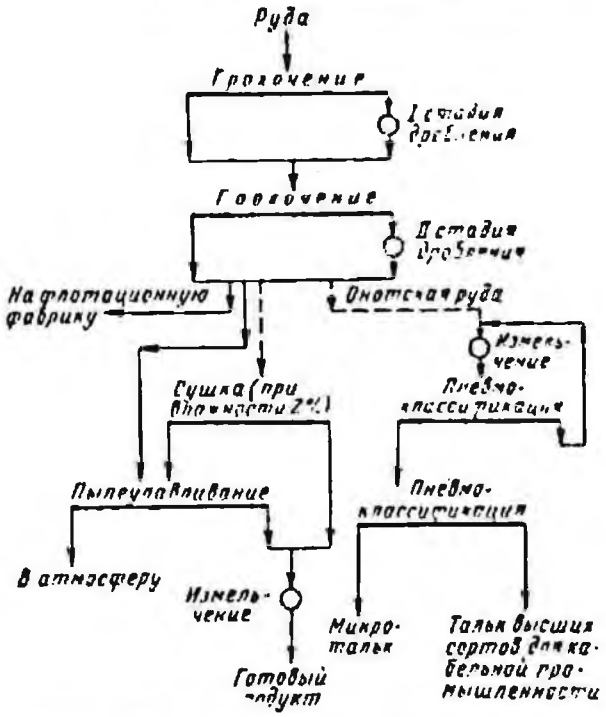


Рис. 267. Технологическая схема производства микроталька

до крупности 94% класса —0,15 *мм*, подвергаются второй основной флотации для доизвлечения талька. Флотационные концентраты подвергаются доводке на магнитных сепараторах с ворсистой лентой. При этом содержание окислов железа, растворимых в HCl, в пересчете на Fe_2O_3 снижается до 0,4—0,7%. Тальк после обезвоживания в центрифугах периодического действия и сушки до 1% влаги измельчается в ролико-маятниковых мельницах. Крупность готовой продукции: 2% класса +90 *мкм* для резинового сорта и 2% класса +150 *мкм* для керамического сорта.

В 1970 г. на Шабровском комбинате пущена установка для производства микроталька из руды Онотского месторождения. По схеме (рис. 267) для дробления руды до 20 *мм* периодически используется одна нитка дробильного оборудования и один отсек аккумулирующих бункеров, руда из которых поступает в ролико-маятниковую мельницу на измельчение до гранулометрического состава: 1,04% класса +45 *мкм*, 60% класса —20 *мкм*, 45% класса —10 *мкм* и 26% класса —5 *мкм*.

Измельченный материал осаждается в шестибатарейном циклоне ЦН-15 диаметром 500 *мм* и классифицируется на пневмоклассификаторах КВЦ-500. Грубый продукт циклона возвращается на доизмельчение в ту же мельницу, а тонкий продукт классифицируется на пневмоклассификаторах КВЦ-500 на тальк марки ТКВ (ГОСТ 13145—67) и микротальк с содержанием частиц размером —5 *мкм* не менее 40% (—10 *мкм* не менее 70%).

Производительность установки по микротальку составляет 0,5 *т/ч*.

§ 36. Фабрики для обогащения графитовых руд

Различают плотнокристаллический, чешуйчатый и скрытокристаллический графиты. Типичными представителями плотнокристаллических графитов в СССР являются ботогольские графиты. Плотнокристаллические графиты представляют собой материал, состоящий из графитовых кристаллов, плотно прилегающих друг к другу. Графитовые кристаллы могут быть ориентированы относительно друг друга различно. Наиболее типична лучевая ориентировка — кристаллы расположены относительно друг друга под разными углами. Такое расположение кристаллов особенно ценно, так как затрудняет их расщепление по спайности и сдвиг при деформациях.

Чешуйчатые графиты состоят из отдельных кристаллов или их параллельных сростков. Чешуйки чаще всего предста-

вляют собой скопление кристаллов, сросшихся по базису. В этой плоскости кристаллы беспорядочно ориентированы относительно друг друга. В СССР месторождения чешуйчатых графитов наиболее распространены в Украинской кристаллической полосе, в Мурзинско-Кыштымской полосе на Среднем Урале и на Малом Хингане (Приамурье).

Скрытокристаллические или аморфные графиты сложены из кристаллов крупностью от 10^{-4} до 10^{-6} *см*. В плотной массе кристаллы неразличимы даже при микроскопическом изучении. Только плотные графиты этой разновидности могут представлять практический интерес.

Основными показателями качества товарных сортов графита являются зольность и гранулометрический состав. При одинаковой зольности и гранулометрическом составе графиты различных месторождений резко отличаются по физико-химическим свойствам, поэтому замена графита одного месторождения графитом других месторождений не всегда возможна, связана с серьезными трудностями и требует изменения производственного процесса.

Переработка руд плотнокристаллического и скрытокристаллического графита осуществляется различными методами. Для удаления пустой породы из скрытокристаллических руд применяют рудоразборку. Плотнокристаллические руды обогащают флотацией.

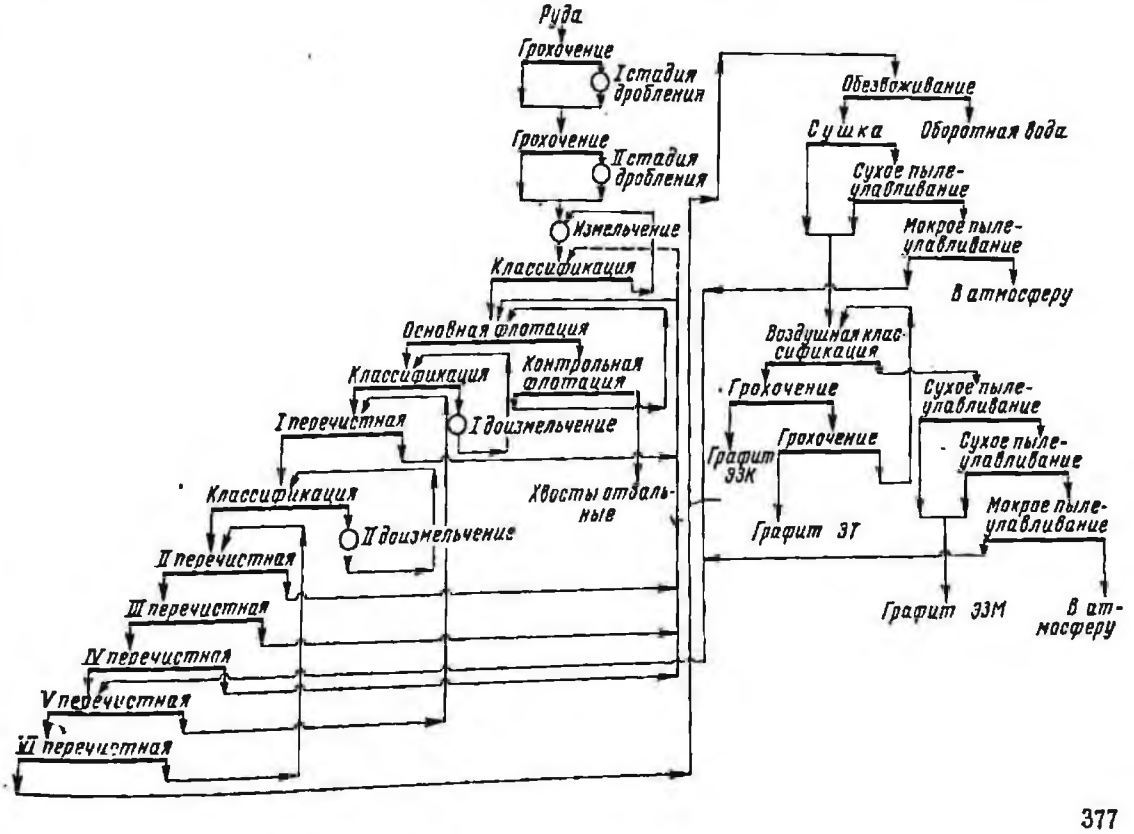
В настоящее время в СССР графит выпускают Завальевский и Кыштымский комбинаты, Красноярская фабрика, Ногинский, Тас-Казганский и Ботогольский рудники. Наиболее крупным из предприятий является Завальевский комбинат.

В рудах разрабатываемых месторождений содержание графита колеблется в широких пределах — от 2,5 до 85,5%.

Фабрика Завальевского комбината (УССР)

Сырьевой базой фабрики является Завальевское месторождение крупночешуйчатого графита. Руды, перерабатываемые на фабрике, представлены в основном светло-серыми и серыми полевошпатовыми гнейсами, характеризующимися среднезернистой структурой. Гнейсы выветрелые, вследствие чего они интенсивно хлоритизированы, серицитизированы, каолинизированы и местами ожелезнены.

Рис. 268. Технологическая схема обогащения фабрики Завальевского комбината



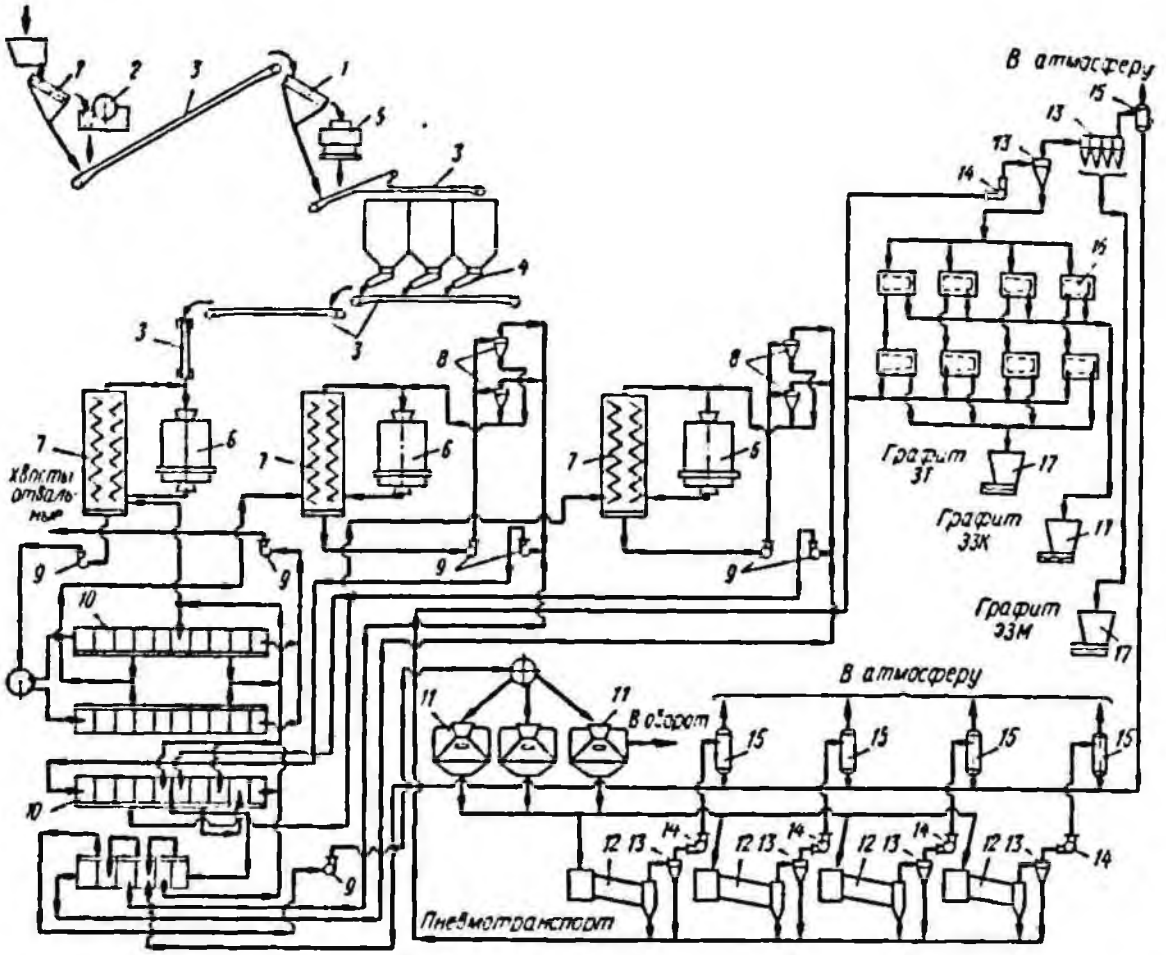


Рис. 269. Схема цепи аппаратов фабрики Завальевского комбината:

1 — колосниковые грохоты; *2* — щековая дробилка 600 × 900 *мм*; *3* — ленточные конвейеры; *4* — лотковый питатель; *5* — конусная дробилка среднего дробления; *6* — шаровые мельницы с решеткой МШР-3200 × 3100; *7* — двуспиральные классификаторы; *8* — гидроциклоны; *9* — песковые насосы; *10* — механические флотационные машины ФМР-63 для основной, контрольной и I—VI перечистной флотации; *11* — центрифуги АГ1800-3У; *12* — барабанные сушилки; *13* — циклоны; *14* — дымососы Д-10; *15* — скрубберы; *16* — бутары; *17* — бункера-дозаторы

Плотность руды 2,2—2,3 *т/м*³, влажность 14—15%, коэффициент крепости от 3 до 6.

Руды добываются открытым способом и доставляются на фабрику автосамосвалами.

Главный корпус фабрики работает непрерывно в три смены с остановками на плановый ремонт.

Технологическая схема обогащения (рис. 268) включает грохочение, крупное и среднее дробление, измельчение до крупности 50% класса —0,074 *мм*, классификацию, стадиальную флотацию с перечистками и доизмельчением концентрата, мокрую классификацию, сушку и сухую классификацию. Для получения тонкодисперсного графита концентрат подвергают дополнительному измельчению.

Расход реагентов на фабрике Завальевского комбината на 1 *т* руды, *г*

По фабрике

Керосин	530
Вспениватель Т-66	150
Жидкое стекло	2630

По гидрометаллургическому цеху

Сода кальцинированная	28 000
Кислота:	
серная	35 000
соляная	36 000

В результате обогащения руды с содержанием углерода 7,25% получают графитовый концентрат с содержанием углерода 90—91% при извлечении в среднем 92%.

Удаление из концентратов минеральных примесей для получения малозольных высококачественных графитов осуществляется в гидрометаллургическом цехе в несколько стадий: спекание с кальцинированной содой при температуре 900° С

в течение 3 ч; кипячение огарка в воде при температуре 100° С в течение 1 ч; выщелачивание в 5%-ном растворе серной кислоты с последующей отмывкой; кипячение в 5%-ном растворе соды с последующей отмывкой и сушкой; сухая магнитная сепарация.

Немагнитная фракция магнитной сепарации с содержанием золы менее 1% является товарным графитом. Для получения высокомарочного графита 40% немагнитной фракции направляется повторно на аналогичные операции, но в этом случае вместо серной применяется соляная кислота. Получаемый малозольный графит после сухой магнитной сепарации должен содержать менее 0,1% золы и 99,3—99,7% углерода.

На комбинате выпускают графитовые концентраты нескольких марок, которые должны отвечать требованиям ГОСТов.

В последнее время предприятием освоено производство высококачественных коллоидно-графитовых препаратов, представляющих суспензии тонкодисперсного графита в масле, воде и органических растворителях.

Схема цепи аппаратов фабрики показана на рис. 269.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабрике Завальевского комбината на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	33,39
Вода, *м*³	5,83
В том числе оборотная, *м*³ . .	3,55
Шары, *кг*	0,67
Сетка шелковая, *м*²	0,0034

Таблица 212

Производительность основного оборудования фабрики Завальевского комбината

Оборудование	Единица измерения	Производительность
Дробилка: щековая 600 × × 900 *мм* . . .	*т/ч*	160
конусная среднего дробления «Саймонс» 1600 *мм* . . .	*т/ч*	160
Мельница шаровая с решеткой МШР-3200 × 3100	*т/ч*	120
Флотационная механическая машина ФМР-63	*м*³/*мин*	3,7—4,53

Производительность основного оборудования приведена в табл. 212.

Особенностью аппаратурного оформления схемы является использование центрифуг в качестве обезвоживающих аппаратов.

Отвальные хвосты гидротранспортом направляются в хвостохранилище, расположенное на расстоянии 1 *км* от фабрики. Сточные воды гидрометаллургического цеха подвергаются химической очистке и также направляются в хвостохранилище.

Осветленную воду на 60—70% используют в качестве оборотной в технологическом процессе фабрики и гидрометаллургического цеха.

§ 37. Фабрики для обогащения каолина

Основными предприятиями по обогащению каолина в СССР являются Кыштымское и Еленинское на Урале, Просяновское, Глуховецкое и Турбовское на Украине и Ангренское в Узбекской ССР.

Обогащение каолина состоит в отделении методом классификации в воздушной или водной средах тонкодисперсных частиц каолинита и гидрослюд размером менее 0,056 *мм* от более крупных зерен кварца, полевых шпатов, слюд и других минералов, содержащихся в каолинитовой породе.

Одними из наиболее значительных действующих в настоящее время предприятий, обогащающих каолин, являются Глуховецкий и Просяновский комбинаты (УССР).

Фабрики Глуховецкого комбината (УССР)

Глуховецкое месторождение первичных каолинов представлено одной мощной залежью, условно разделенной на два участка. Месторождение эксплуатируется с 1901 г. До настоящего времени разрабатывался первый участок, с 1966—1967 гг. проводилась подготовка к эксплуатации второго участка. Минеральный состав каолинсодержащих песков: до 63% каолинита, до 40% кварца, около 0,5% лимонита.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Из карьеров руда на фабрики подается системой конвейеров.

В состав Глуховецкого комбината входят две каолинообогатительных фабрики: одна с мокрым, другая с сухим способами обогащения.

Фабрика мокрого обогащения неоднократно расширялась и реконструировалась и ее производительность была доведена до 360 тыс. *т* обогащенного каолина в год.

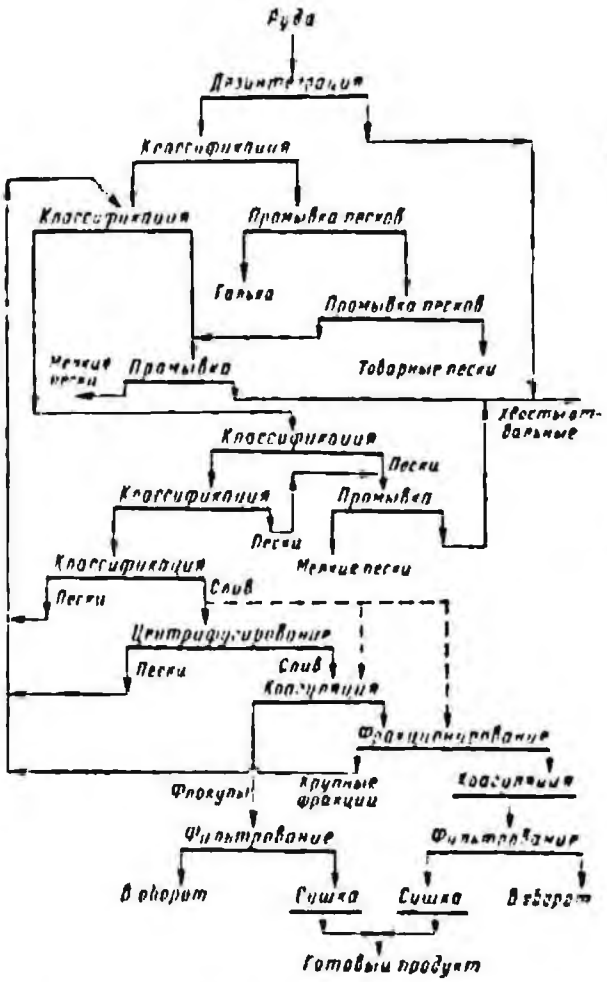


Рис. 270. Технологическая схема мокрого обогащения фабрики Глуховецкого комбината

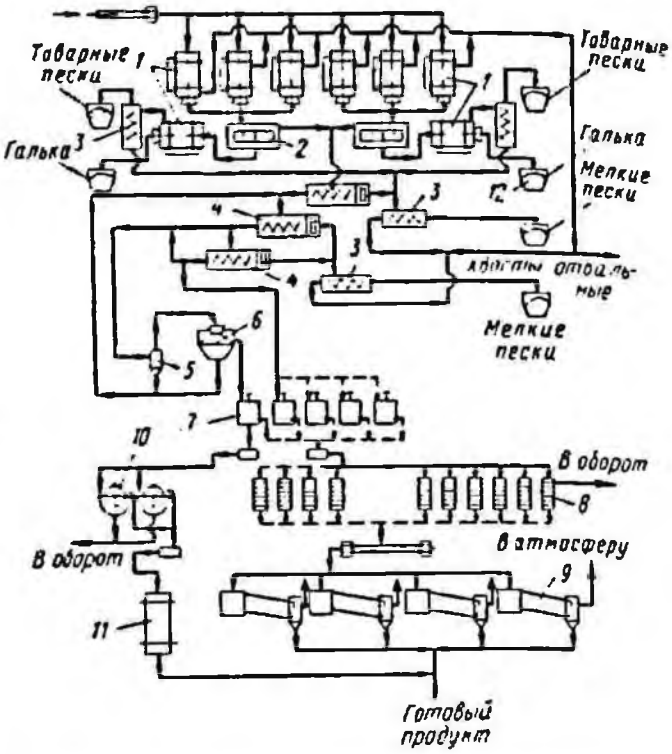


Рис. 271. Схема цепи аппаратов одной секции фабрики мокрого обогащения Глуховецкого комбината:

1 — скрубберы; *2* — элеваторное колесо; *3* — спиральные классификаторы; *4* — шнековые ванны; *5* — гидроциклон; *6* — центрифуга НОГГ-700 с гидроциклонной разгрузкой; *7* — чаны для коагуляции; *8* — фильтр-прессы; *9* — барабанная сушилка; *10* — вакуум-фильтр; *11* — распылительная сушилка

Технологическая схема обогащения (рис. 270) включает одну стадию дробления (только в зимний и весенний периоды, когда верхняя часть забоев промерзает и добыча производится после разбуривания и отпалки мерзлой корки), дезинтеграцию исходной руды в скруббер-бутарах с применением в качестве пептизатора жидкого стекла (4,4 *кг/т* руды) и классификацию в две стадии.

В 1968 г. схема была дополнена установкой осадительных центрифуг НОГГ-700 с гидроциклонной разгрузкой для разделения обогащенного каолина, содержащего 99% класса —0,02 *мм* и 83% класса —0,005 *мм*, на фракции.

Каолиновая суспензия перед фильтрованием коагулируется известковым молоком (7,1 *кг/т* руды) и 0,5%-ным раствором полиакриламида (27 *г/т* руды). После обезвоживания на фильтр-прессах каолин сушат в барабанных сушилках до влажности 20%.

Технологическая схема позволяет получать обогащенный каолин крупностью менее 20 *мкм* и пески, используемые в различных отраслях промышленности (бумажной, керамической, фарфоро-фаянсовой, абразивной, химической и др.), а также экспортируемые в Японию и Финляндию.

Схема цепи аппаратов одной из секций фабрики с установкой для фракционирования показана на рис. 271.

Расход электроэнергии, воды и материалов на фабриках Глуховецкого комбината на 1 *т* руды

	Мокрое обогащение	Сухое обогащение
Электроэнергия, *квт·ч*	12,97	107,9
Вода, *м³*	3,1	—
Фильтроткань, *м²* . .	0,336	—
Топливо технологическое (условное), *кг*	37,5	73,4

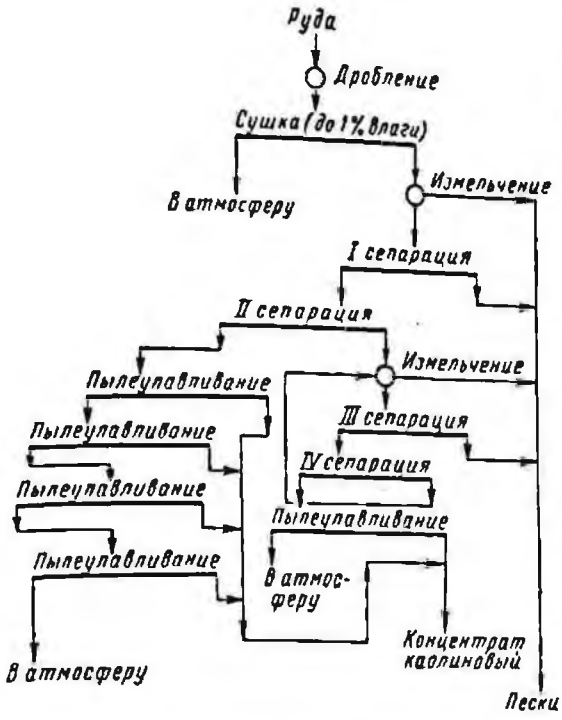


Рис. 272. Технологическая схема сухого обогащения фабрики Глуховецкого комбината

Для повышения качества каолина и уменьшения потерь применяется распылительная башенная сушилка, в которой сушится каолин крупностью —0,02 *мм*, обезвоженный на барабанном вакуум-фильтре.

Хвосты фабрики сухого обогащения частично направляются для дообогащения на первую фабрику и частично складируются. Общие потери каолина с песками, отходящими газами и хвостами фабрик составляют около 10%. Потери песков колеблются от 9 до 13%.

Отвальные хвосты фабрики направляются в хвостохранилище самотеком без предварительной очистки.

Технологическая схема фабрики сухого обогащения (рис. 272) включают сушку исходной руды до влажности 1%, измельчение в центрифугальной мельнице, классификацию в проходном сепараторе конструкции инженера Соболева и осаждение каолина в циклонах, пылевой камере и электрофильтре.

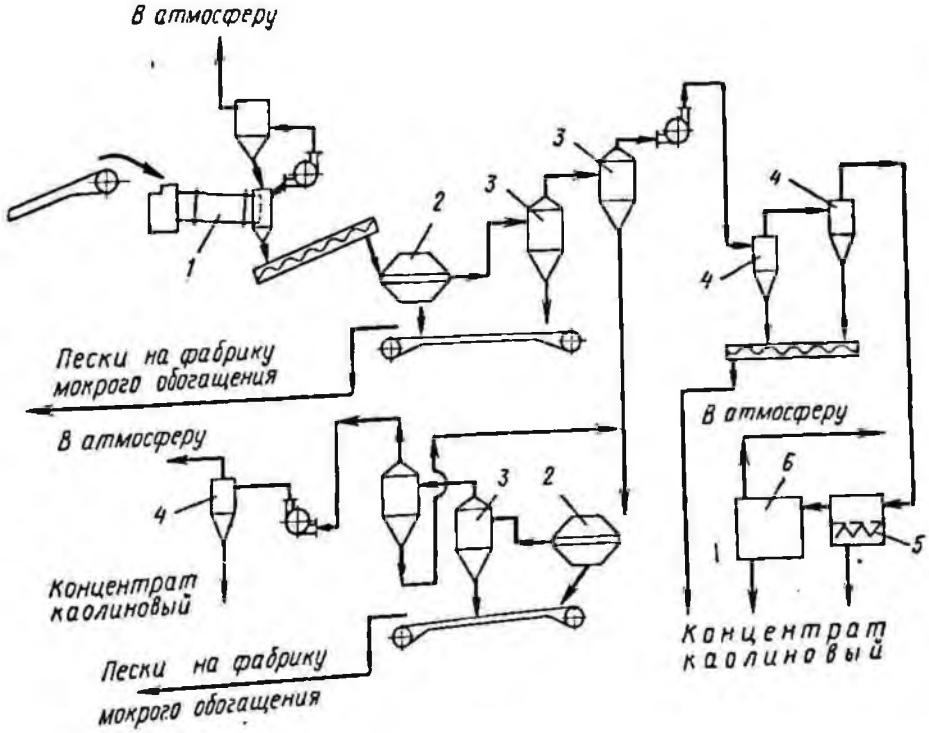
Схема цепи аппаратов показана на рис. 273, разрезы основных производственных корпусов фабрики — на рис. 274 и 275.

Фабрика Просяновского комбината (УССР)

Просяновское месторождение каолинов залегает пластами среди некаолинизированных или малокаолинизированных гранитов, гнейсов или пегматитов.

Рис. 273. Схема цепи аппаратов одной секции фабрики Глуховецкого комбината:

1 — барабанная сушилка; *2* — центрифугальные мельницы; *3* — сепараторы Соболева; *4* — циклоны; *5* — электрофильтр; *6* — пылевая камера



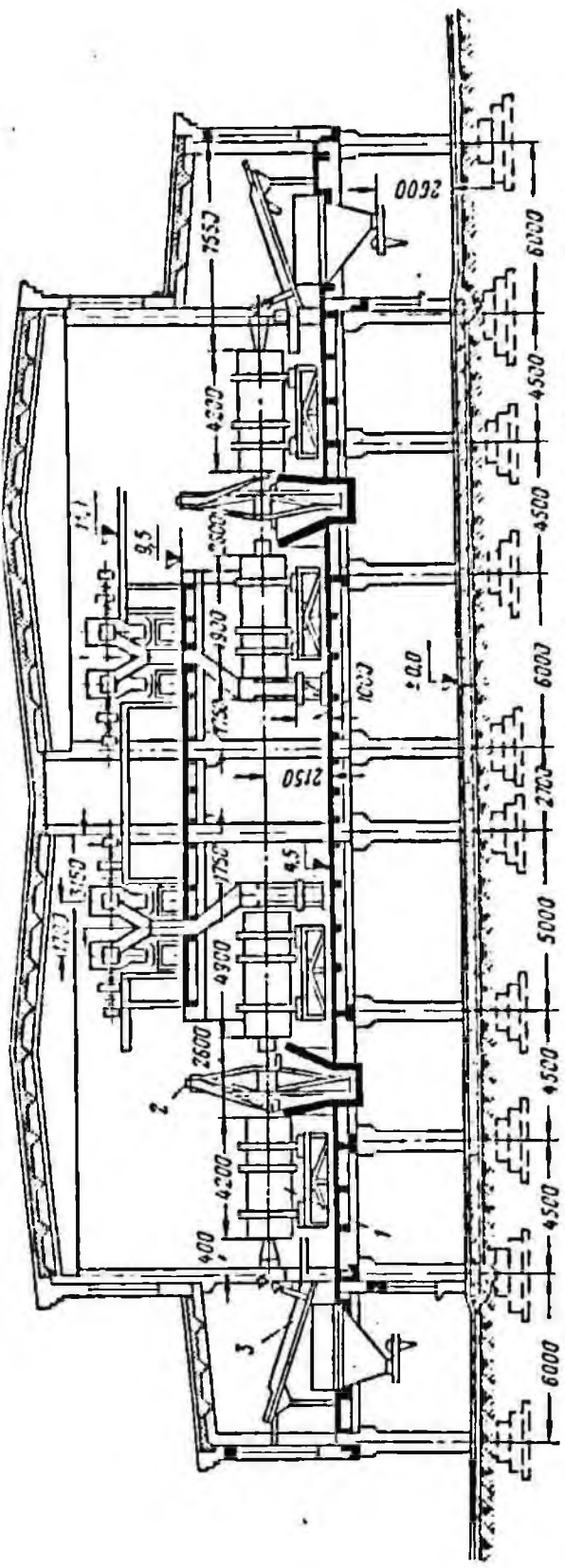


Рис. 274. Главный корпус фабрики мокрого обогащения Глуховецкого комбината:
1—3 — см. рис. 271

Каолинизации на месторождении подвергались полевые шпаты, слюды и другие щелочные алюмосиликаты; кварц, а частично и калиевый полевой шпат сохранились в виде реликтовых агрегатов.

Каолиновая порода (каолин-сырец) содержит приблизительно 35—40% каолинита и гидрослюды и 60—65% кварца, калиевого полевого шпата, слюды, серицита, гидроокислов железа, титановых и других минералов.

Степень выщелачивания окислов железа из каолинов Просяновского месторождения очень велика, благодаря чему они обладают повышенной белизной и используются в основном фарфоро-фаянсовой промышленностью.

В состав Просяновского комбината входят фабрики мокрого и сухого (аналогичная фабрике Глуховецкого комбината) обогащения.

В 1969 г. на комбинате взамен старой введена в эксплуатацию новая фабрика мокрого обогащения производительностью 245 тыс. *т* обогащенного каолина в год.

Технологическая схема мокрого обогащения (рис. 270) включает дезинтеграцию каолина-сырца в скруббер-бутарах, основную классификацию дезинтегрированной суспензии в спиральных классификаторах с погруженной спиралью диаметром 2 *м* и последовательное обогащение сливов классификаторов в гидроциклонах диаметром 350, 150 и 75 *мм*.

Пески основной классификации в гидроциклонах диаметром 350 *мм* подвергаются контрольной промывке в спиральных классификаторах со спиралью диаметром 1500 *мм*, после чего поступают на открытые склады песка. Пески гидроциклонов диаметром 150 и 75 *мм* перечищаются в гидроциклонах диаметром 150 *мм* для повышения общего извлечения каолина. Сливы гидроциклонов диаметром 75 *мм* являются готовым каолиновым концентратом. Напор пульпы перед входом в гидроциклоны диаметром 350 *мм* равен 2,5—3,5 *кгс/см*², а перед входом в гидроциклоны диаметром 150 и 75 *мм* составляет 1—3 *кгс/см*². Содержание твердого в каолиновой суспензии в процессе обогащения изменяется от 30—35 до 15—19%.

Фабрика работает без применения пептизаторов на довольно жесткой технической воде (до 30 *мг·экв/л*) с содержанием солей жесткости 3—4 *г/л* (pH воды около 8).

Исключение пептизаторов и некоторое сокращение расхода коагулянтов улучшило технологические свойства обогащенного каолина. Извлечение каолина в концентрат составляет 75,4%.

Готовый концентрат коагулируется в чанах известковым молоком (7,6 *кг/т* руды) или сернокислым алюминием, после чего

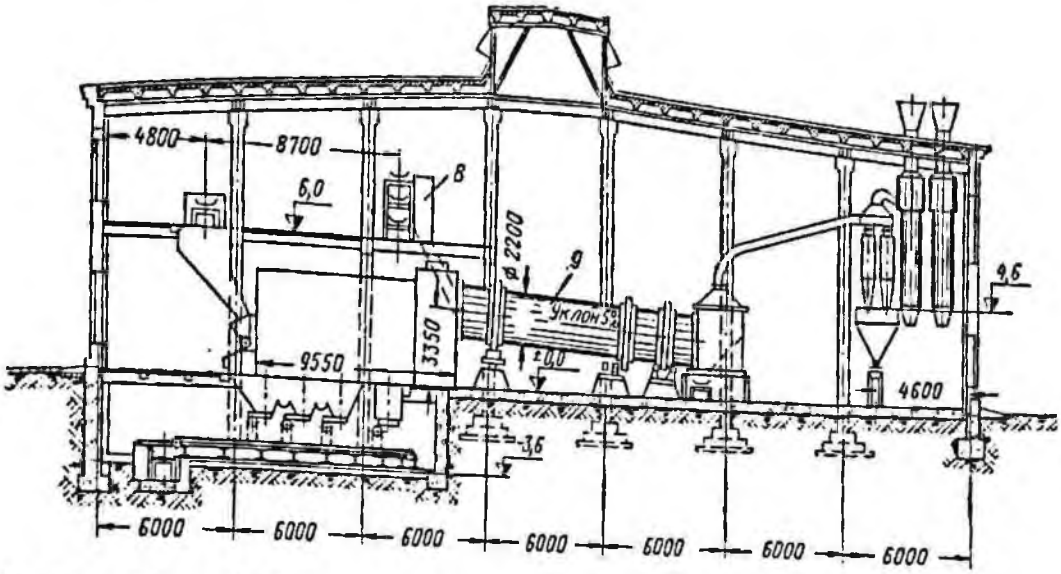


Рис. 275. Корпус фильтрования и сушки фабрики мокрого обогащения Глуховецкого комбината: *8* и *9* — см. рис. 271

он поступает на фильтрование в фильтр-прессы и далее на сушку в барабанные сушилки.

Расход электроэнергии, воды, материалов и топлива на фабрике Просяновского комбината на 1 *т* руды

Электроэнергия, *квт·ч*	36
Вода, *м*³	5,75
Фильтроткань, *м*²	0,44
Топливо (газ), *кг*	52
Пар, *кг*	125

Характерной особенностью новой фабрики является практически полное использование в технологическом процессе оборотной воды, очищаемой перед последующим потреблением от мелкого песка и слюды в высоконапорных гидроциклонах диаметром 350 *мм*.

§ 38. Фабрики для обогащения полевых шпатов

Сырьем для производства полевошпатовых концентратов служит пегматитовая руда, а также граниты, кварцевые порфиры, дезинтегрированные полевошпатовые породы, нефелиновые сиениты и т. д.

Полевошпатовые и кварц-полевошпатовые концентраты должны соответствовать требованиям ГОСТ 7030—67, ГОСТ 13454—68 или ГОСТ 15045—69.

В СССР крупные помольно-обогатительные предприятия — Чупинская обогатительная фабрика и Кондопожский завод в Карельской АССР, перерабатывающие пегматитовые руды, Лянгарская обогатительная фабрика, работающая на сырье непегматитового характера (лейкократовых гранитах), обогатительные фабрики, перерабатывающие хвосты гравитационного обогащения редкометальных пегматитов, — выпускают полевошпатовые концентраты.

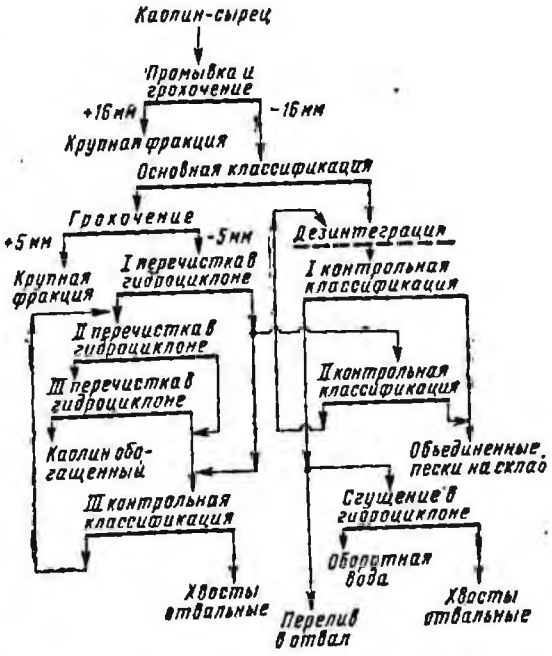


Рис. 276. Технологическая схема мокрого обогащения фабрики Просяновского комбината

Технология обогащения сырья на этих предприятиях в основном состоит в измельчении и удалении железосодержащих примесей магнитной сепарацией (Кондопожский завод) или флотацией и магнитной сепарацией. Отделение калиевых разностей полевых шпатов (микроклин) от натриевых (плагиоклазы) осуществляют рудоразборкой (Чупинская обогатительная фабрика).

Чупинская фабрика (Карельская АССР)

Чупинская фабрика, эксплуатируемая с 1967 г., обогащает пегматиты месторождений Хето-Ламбина и Чкаловского, расположенных в Лоукском районе Карельской АССР.

Месторождения сложены породами гнейсовой толщи архейского возраста. Гнейсы представлены биотитовыми, биотит-амфиболовыми и гранато-биотитовыми разностями, которые во многих местах прорезаны различными интрузивными телами. К числу последних относятся и пегматитовые жилы, которых в месторождениях насчитывается около 2500. Жилы состоят из микроклина, плагиоклаза и кварца. Основными загрязняющими примесями являются мусковит, биотит и гранат.

Месторождения разрабатываются открытым способом, сырье доставляется на фабрику автомобильным транспортом. Производительность фабрики составляет 50 тыс. *т* молотого пегматита в год, в том числе 39 тыс. *т* керамического пегматита и 11 тыс. *т* стекольного.

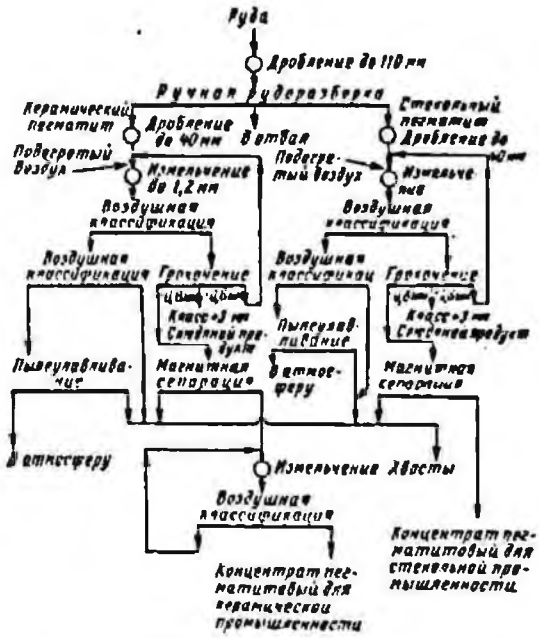


Рис. 277. Технологическая схема обогащения Чупинской фабрики

Чупинские пегматиты имеют крупнокристаллическую структуру. Микроклиновые и плагиоклазовые разности различаются по цвету, что позволяет применять к этим рудам рудоразборку. Железосодержащие минералы, имеющие относительно крупную вкрапленность, удаляются в магнитном поле высокой напряженности.

Средний химический состав пегматитов характеризуется следующими данными: свыше 0,3% Fe_2O_3; 7,6% $K_2O + Na_2O$ при отношении $K_2O : Na_2O$ равном 1,5%.

Технологическая схема обогащения показана на рис. 277.

На фабрике для сухого измельчения применяют стержневые мельницы в замкнутом цикле с грохотами, работающие

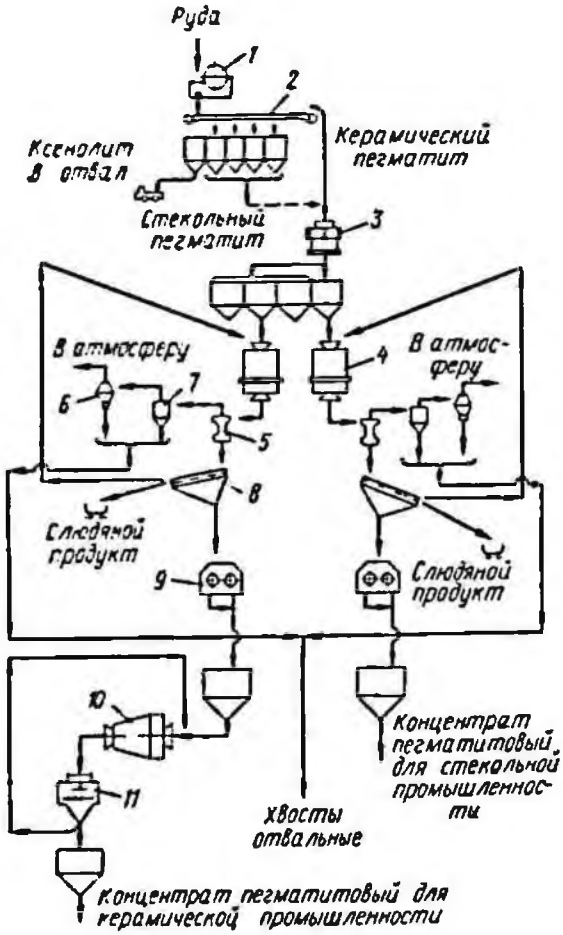


Рис. 278. Схема цепи аппаратов Чупинской фабрики:

1 — щековая дробилка; *2* — рудоразборный конвейер; *3* — конусная дробилка среднего дробления КСД-900; *4* — стержневая мельница МСЦ-1200 × 2400; *5* — воздушно-проходной сепаратор; *6* — циклон СИОТ; *7* — циклон МЦ-15; *8* — грохот ГЖ-2; *9* — магнитный сепаратор ЭРС-1; *10* — коническая мельница диаметром 2400 *мм*; *11* — центробежный сепаратор

в системе пневмотранспорта (раскрытие сростков происходит почти полностью при измельчении до 0,8 *мм*). Подсушивают материал в процессе измельчения и последующего транспортирования к воздушным сепараторам поступающим в систему теплым воздухом.

Магнитные сепараторы ЭРС-1 позволяют получать концентраты с содержанием 0,1—0,2% Fe_2O_3.

Для доизмельчения керамического сырья установлены конические мельницы заводов ФРГ в комплекте с центробежным воздушным сепаратором.

Готовой продукцией Чупинской фабрики являются полевошпатовые (пегматитовые) концентраты I сорта для керамической и стекольной промышленности, соответствующие требованиям ГОСТ 7030—67.

Сухие хвосты фабрики, представляющие собой пегматит с большим количеством железосодержащих минералов, смываются водой в зумпф, откуда насосами удаляются за пределы фабрики без предварительной очистки.

Схема цепи аппаратов Чупинской фабрики показана на рис. 278.

§ 39. Фабрики для обогащения кварца

Кварцевые породы, потребляемые в огромных количествах в промышленном, гражданском и дорожном строительстве, литейном и огнеупорном производстве, как правило, не обогащаются. Иногда для подготовки сырья производятся дробление, промывка и классификация на грохотах или гидравлическими способами. Обогащению для снижения содержания вредных примесей подвергается лишь часть сырья для стекольной промышленности по типовой схеме, включающей промывку, механическую оттирку и флотацию в нейтральной среде анионными собирателями.

По этой схеме работает обогатительная фабрика Раменского горнообогатительного комбината.

Схема Аникшчайской фабрики производительностью 200 тыс. *т* в год песка с содержанием 0,03—0,05% Fe_2O_3 в основном аналогична схеме фабрики Раменского ГОКа. Песок Аникшчайской фабрики добывается открытым способом и транспортируется на фабрику автотранспортом.

По такой же схеме строится Таплинская фабрика производительностью 300 тыс. *т* в год обогащенного песка с содержанием 0,03—0,05% Fe_2O_3 и проектируется ряд других фабрик.

Для получения особо чистого сырья разработана схема, предусматривающая измельчение песка до 50% класса —0,074 *мм* для раскрытия сростков зерен кварца с железосодержащими минералами. По этой схеме строится фабрика на месторождении Ленино производительностью 200 тыс. *т* в год обогащенного песка, в том числе 30 тыс. *т* в год песка повышенного качества для производства хрусталя.

Фабрика Раменского горнообогатительного комбината (Московская область)

Фабрика работает на базе Егаповского месторождения кварцевых песков и предназначена для снабжения стекольных заводов центральных районов страны высококачественным кварцевым сырьем.

Месторождение имеет пять горизонтов, из которых четвертый представлен стекольными песками (средняя мощность 11,6 *м*). Горизонт стекольных песков сложен в основном светло-серыми разностями, среди которых встречаются линзы желтых песков. Нижняя часть горизонта (в среднем 7,2 *м*) обводнена.

Разрабатываемые стекольные пески имеют следующую гранулометрическую характеристику: +0,5 *мм* до 5,33%; —0,5 +0,1 *мм* от 94 до 99,3%; —0,1 *мм* от 0,35 до 5,4%.

Содержание глин составляет от 0,07 до 1,52%. Основным минералом месторождения является кварц (99,7%). Полевые шпаты отсутствуют или встречаются в виде единичных зерен.

Химический состав стекольных песков приведен в табл. 213.

Плотность песков 1,8 *т/м*^{3}, коэффициент разрыхления 1,34, насыпная масса песка в естественном виде 1,34 *т/м*^{3}, после обогащения —1,51 *т/м*^{3}. Влажность надводных песков колеблется от 2,5 до 5,5%.

Обводненность толщи стекольных песков месторождения и благоприятные условия их гидротранспортирования определили способ добычи. Пески разрабатываются гидромеханическим способом с применением землесосного снаряда 100-40К и землесоса ЗГМ-2м производительностью 14 600 *м*^{3}/*ч* по пульпе. Разрабатывается месторождение в летний период. Пески на фабрику отгружаются с карт намыва (штабелей) экскаватором через бункера на два стационарных конвейера.

В задачу обогатительной фабрики входит обогащение песков II и III сортов до I сорта, а части песков I сорта — до высшего сорта. Обогащенные пески должны соответствовать техническим требованиям ГОСТа.

Таблица 213

Химический состав стекольных песков фабрики Раменского ГОКа

Продукт	Содержание, %							
	SiO_2	Al_2O_3	$CaO+MgO$	K_2O+Na_2O	Fe_2O_3	TiO_2	MnO_2	п. п. п.
Стекольные пески	97,19	0,83	0,82	0,35	0,3	0,11	0,06	0,1

Производительность фабрики 500 тыс. *т* обогащенного кварцевого песка в год, в том числе 440 тыс. *т* песка высшего сорта и 60 тыс. *т* I сорта. Фабрика имеет четыре секции.

Технологическая схема обогащения (рис. 279) включает дезинтеграцию, оттирку, обесшламливание, флотацию, обезвоживание, фильтрование и сушку.

Исходная руда дезинтегрируется в скруббер-бутаре 1300 × 5200 *мм*. Надрешетный материал (крупнее 1,8 *мм*) удаляется в отвал. Из скруббер-бутары пульпа при содержании твердого 30% подается на флотацию. Первые четыре камеры флотационной машины работают как оттирочные и дешламирующие аппараты. Шламы (мельче 0,1 *мм*) удаляются в хвосты. В последующих шести камерах флотационной машины осуществляется флотация железосодержащих минералов. Собирателем служит 5%-ный раствор сульфатного мыла (1 *кг/т* песка). Флотация происходит в нейтральной среде без добавления регуляторов.

Камерный продукт обезвоживается в гидроциклонах, пески которых фильтруются на план-фильтрах П10-3,6/0,4. Кек влажностью не выше 10% подается на сушку в трубу-сушилку высотой 31 *м*. Топливом служит природный газ. После сушки песок влажностью до 1% направляется в силосный склад готовой продукции.

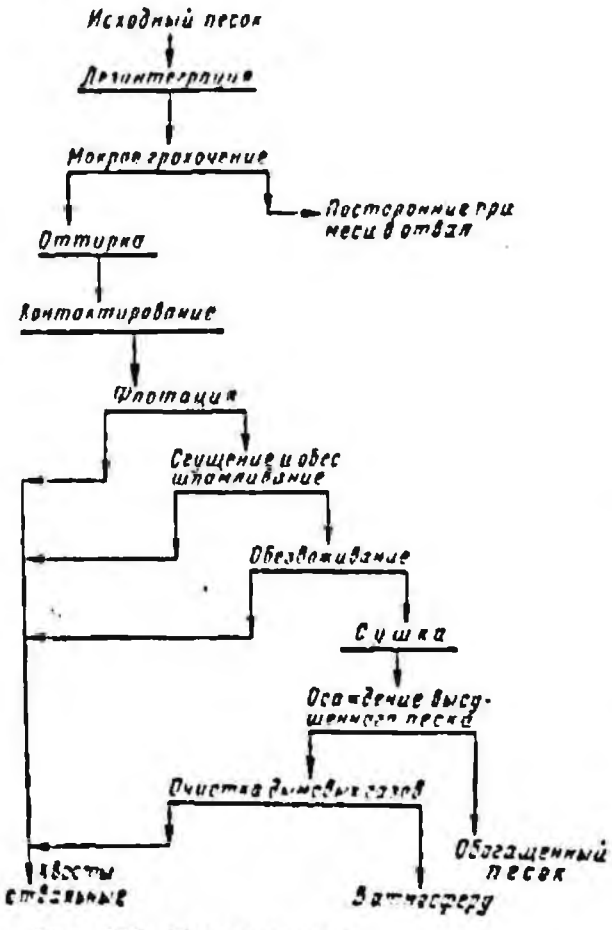


Рис. 279. Технологическая схема обогащения фабрики Раменского ГОКа

Из исходных песков I сорта получается высший сорт (Fe_2O_3 менее 0,05%), а из песков II и III сортов — кварцевый песок высшего и I сортов (Fe_2O_3 менее 0,05 и 0,08%). Выход концентрата составляет 92%.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 280.

Расход электроэнергии и материалов на фабрике Раменского ГОКа на 1 *т* песка

Электроэнергия, *квт·ч*	23
Фильтроткань (капроновая), $м^2$	0,0043
Топливо (газ), $м^3$	13,1

Хвосты (шламы, пенный продукт, слив гидроциклонов, фильтрат) самотеком направляются в хвостохранилище, находящееся в непосредственной близости от фабрики. Осветленную воду повторно используют в процессе.

Разрез главного корпуса фабрики показан на рис. 281.

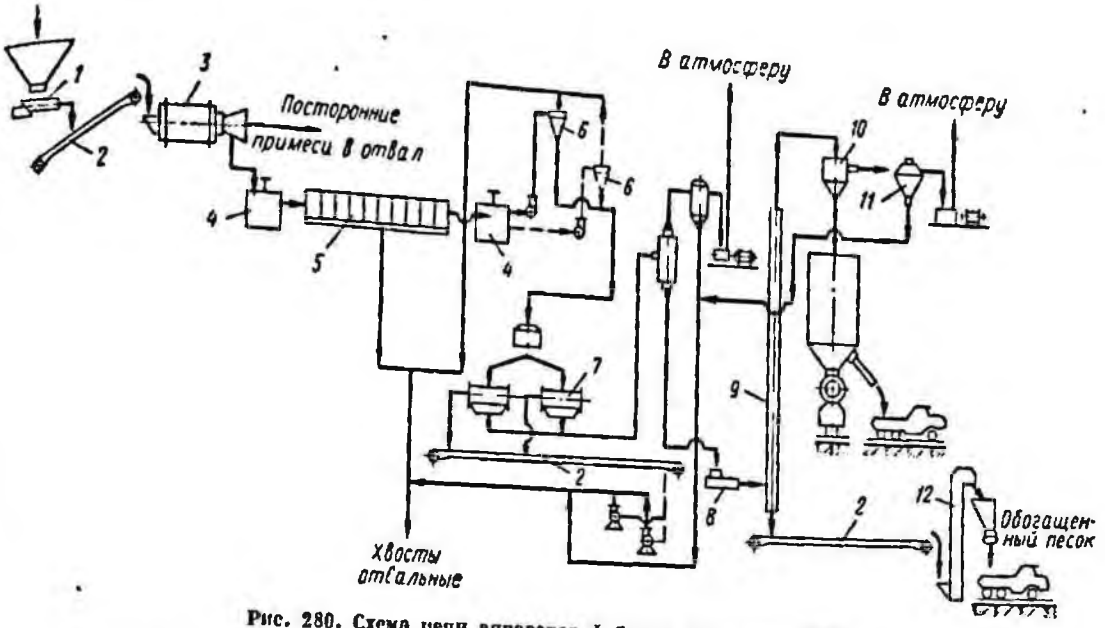


Рис. 280. Схема цепи аппаратов фабрики Раменского ГОКа:
1 — электровибрационный питатель; *2* — ленточные конвейеры; *3* — скруббер-бутара СБ-1,3; *4* — контактные чаны; *5* — механическая флотационная машина с камерой емкостью 3,2 м³ для основной флотации; *6* — гидроциклоны; *7* — план-фильтр; *8* — цепной питатель; *9* — труба-сушилка; *10* — прямоточный циклон; *11* — циклон СИОТ; *12* — ленточный элеватор

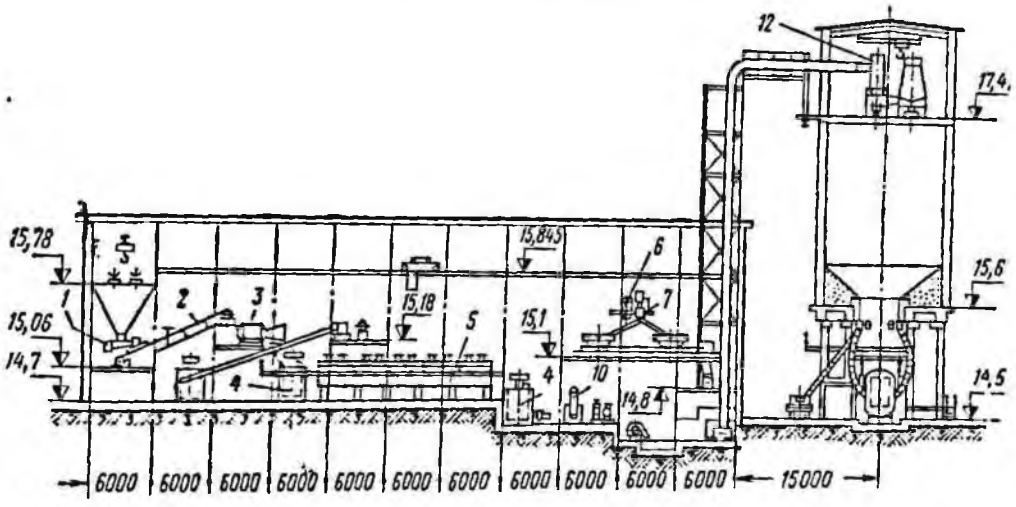


Рис. 281. Главный корпус фабрики Раменского ГОКа:
1—7, *10* и *12* — см. рис. 280

§ 40. Установки для обогащения слюды

Сырьем для производства слюды являются пегматитовые руды, содержащие слюдистые минералы — флогопит или мусковит. Как правило, в месторождениях слюда залегает жилами во вмещающих породах. Жилы могут быть мощными или мелкими и разбросанными, крутопадающими или горизонтальными.

Задачей обогащения является выделение кристаллов слюды в возможно более чистом виде. Слюдяные концентраты должны соответствовать техническим требованиям ГОСТ 10698—71 и ГОСТ 13752—68. Руду обогащают с применением рудоразборки, сортировки по крупности с последующей рудоразборкой и разделения по форме.

Рудоразборка осуществляется на плоских ленточных конвейерах, имеющих скорость не выше 0,8 *м/мин*. На ряде предприятий она заменяется механизированными

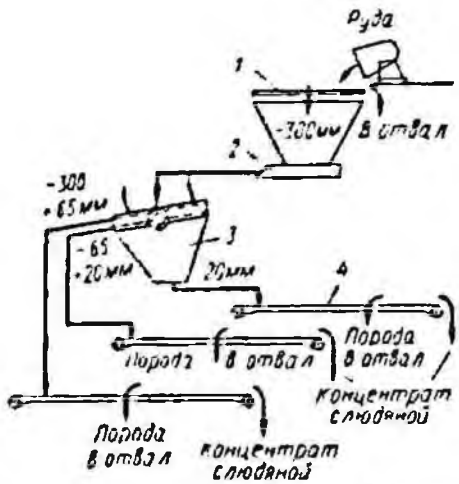


Рис. 282. Схема цепи аппаратов обогатительной установки Енского рудоуправления:

1 — колосниковый грохот; 2 — лотковый питатель, 3 — вибрационный грохот ГУП-II; 4 — ленточный конвейер

методами, при которых крупность исходной руды, не должна превышать 300—350 *мм*.

Сортировка по крупности с последующей рудоразборкой включает предварительное грохочение на колосниковых грохотах с выделением негабарита, в котором слюда, как правило, не содержится. Для выделения мелочи и сортировки руды по классам применяют однодечные и многодечные вибрационные грохоты.

Размер отверстий сит на верхнем грохоте обычно 60 × 60, 50 × 50 или 25 × × 25 *мм*, на нижнем — 20 × 20 или 8 × × 8 *мм*. Иногда верхнее сито делают щелевым, нижнее — плетеным. Трехдечные вибрационные грохоты, применяемые для этой же цели, могут быть комбинированными. Верхнее сито выполняется из уголка с веерообразной щелью, среднее — комбинированное ($^1/_3$ площади плетеная сетка, $^2/_3$ площади — сито из уголка с веерообразной щелью), нижнее сито — плетеное. Для додрабливания промежуточного продукта (класса +100 *мм*) применяют обычно щековые дробилки.

Основная масса руды, освобожденная от негабарита и рудной мелочи, поступает на рудоразборку.

Обогащение слюды сортировкой по крупности применяется на установке Енского рудоуправления. Полученный слюдяной концентрат обычно на 5—7% засорен породой, в концентрат извлекается 88—90% слюды. Схема цепи аппаратов (рис. 282) включает колосниковые и двухдечные вибрационные грохоты.

На одной из обогатительных установок Слюдянского рудоуправления вместо вибрационных грохотов установлены барабанные грохоты конструкции Гипронеруднеслюды. Схема цепи аппаратов показана на рис. 283. По этой схеме получается слюдяной концентрат такого же качества, как и на Енском рудоуправлении. Барабанные грохоты не нашли широкого при-

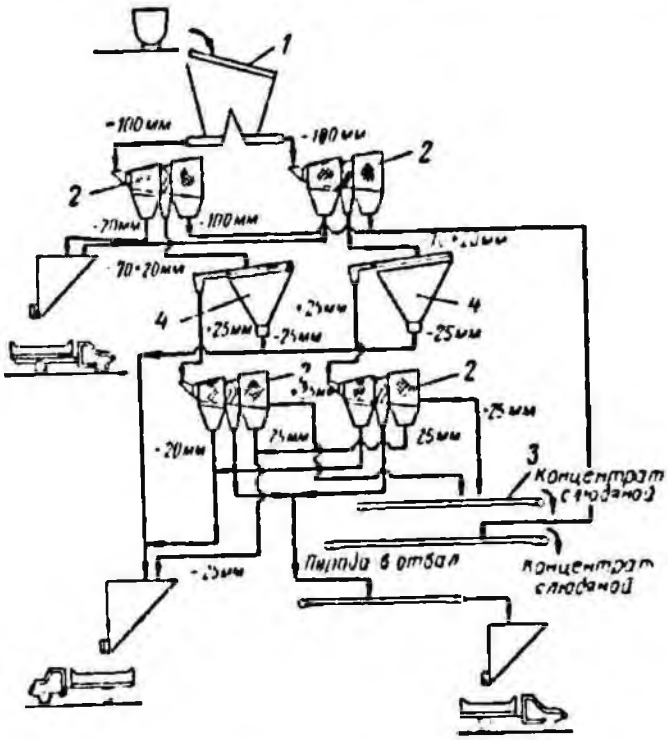


Рис. 283. Схема цепи аппаратов обогатительной установки Слюдянского рудоуправления:

1 — колосниковый грохот; 2 — барабанный грохот 800 × 2000 мм первичного обогащения; 3 — ленточный конвейер; 4 — качающиеся грохоты 700 × 1500 мм

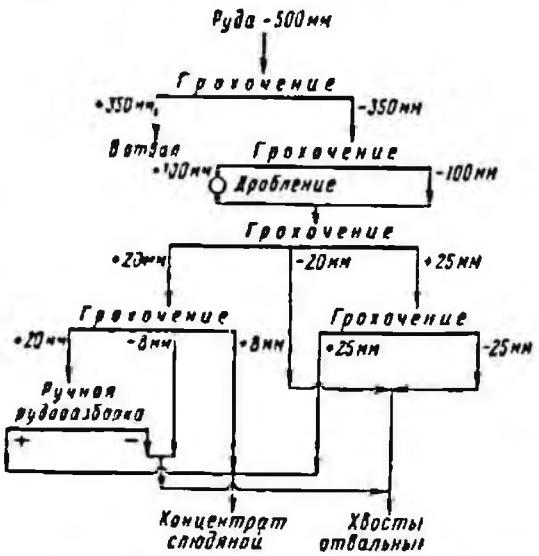


Рис. 284. Технологическая схема обогащения по крупности с последующей рудоразборкой на установках Мамского рудоуправления

менения из-за их низкой производительности.

На передвижных обогатительных установках Мамского рудоуправления технологическая схема (рис. 284) включает предварительное обогащение на колосниковом грохоте со щелью 300 *мм*, первичное и вторичное обогащение на двухдечных грохотах.

Передвижные установки выполняются как на колесном ходу, так и на полозьях. Слюдяной концентрат, получаемый на этих установках, содержит 8—12% породы, извлечение слюды в концентрат составляет 95—98%, при этом до 40% материала подвергается рудоразборке.

Обогащение по форме осуществляется на ленточном сепараторе конструкции Гипроцинеметаллоруд. Основой сепаратора является стандартный ленточный конвейер с плоскими роликоопорами. Над лентой под некоторым углом к ее оси устанавливаются ребристые валики. Оси валиков по отношению к плоскости ленты составляют угол 60° (с вершиной угла против движения ленты). Зазор между валиками и лентой уменьшается по направлению движения сепарируемого материала и устанавливается в зависимости от гранулометрической характеристики рудной массы и слюды. Валики вращаются навстречу движению ленты сепаратора. При соприкосновении с первым валиком куски породы, превышающие величину зазора между лентой и валиком, сбрасываются с ленты, в то же время кристаллы слюды, имеющие плоскую форму, проходят под валиком. Следующий по ходу валик, работающий как первый, но установленный с меньшим зазором, удаляет (отбивает) с ленты куски породы, прошедшие под первым валиком, и пропускает, так же как и первый, кристаллы слюды, которые поступают в приемный бункер.

Промышленная установка для обогащения слюды с применением ленточных сепараторов успешно работает на рудниках «Ковдор» и «Ена» Енского рудоуправления. Производительность установки 8—9 $м^3/ч$.

Ленточный сепаратор работает в компоновке с неподвижным колосниковым грохотом (для отделения негабарита), а также с вибрационным грохотом (для отделения фракции —20 *мм* и разделения рудной массы на фракции). Для каждой фракции устанавливается свой сепаратор с определенными зазорами. Между сепараторами имеется ленточный конвейер, который служит для транспортирования пустой породы, отбитой валиками. Кристаллы слюды, не прошедшие под валиками, выбирает вручную контролер-оператор.

Извлечение слюды в концентрат составляет 97—98%.

§ 41. Ковдорская фабрика для обогащения вермикулита (Мурманская область)

Особое место среди слюд занимает вермикулит. Вермикулитовый концентрат должен соответствовать требованиям ГОСТ 12865—67.

Наиболее перспективными месторождениями вермикулита являются Ковдорское и Потанинское.

Для обогащения вермикулита применяются разделение по форме (обогащение на ленточном сепараторе), отсадка (руды Ковдорского месторождения) и сухая магнитная сепарация (руды Потанинского месторождения).

Ковдорское флогопито-вермикулитовое месторождение, на базе которого строится Ковдорская обогатительная фабрика, расположено в Кировском районе Мурманской области и приурочено к Ковдорскому массиву ультраосновных щелочных пород и карбонатитов. Выделяются следующие основные типы руд: гидрофлогопит — темно-зеленого и серебристо-черного цветов, золотисто-коричневая разновидность вермикулита и вермикулит сунгулитовый. Наибольшее промышленное значение имеют первые два типа руд. Запасы по

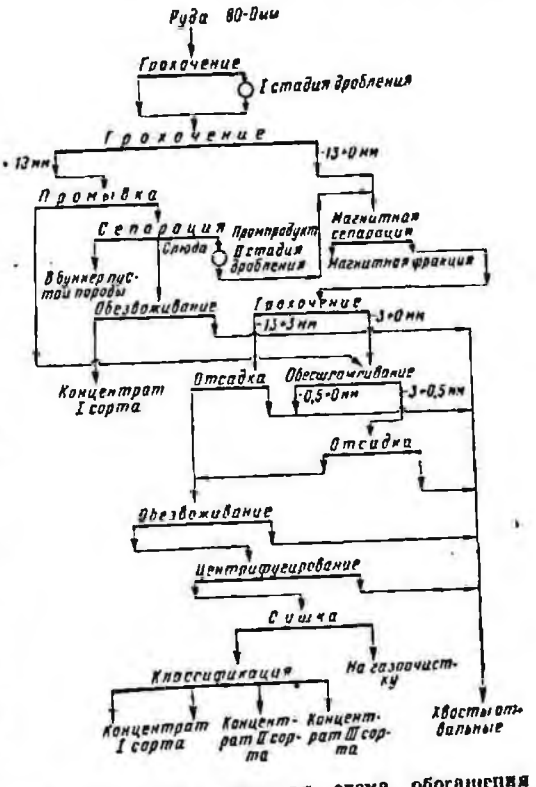


Рис. 285. Технологическая схема обогащения Ковдорской фабрики

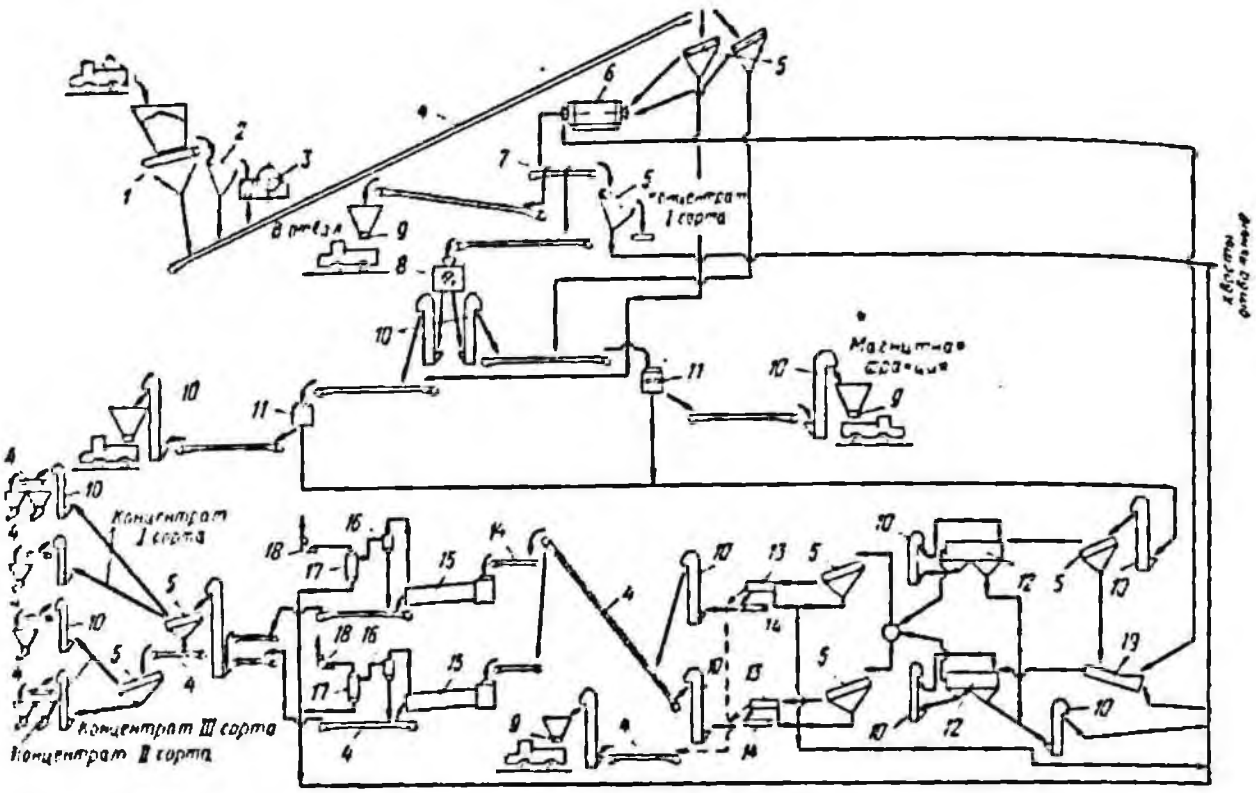


Рис. 286. Схема цепи аппаратов Ковдорской фабрики:

1 — пластинчатый питатель; *2* — колосниковый грохот; *3* — щековая дробилка 600 × 900 *мм*; *4* — ленточные конвейеры; *5* — вибрационные грохоты; *6* — скруббер-бутара СБ-1,3; *7* — ленточный сепаратор; *8* — молотковая дробилка СМ-431; *9* — питатель-затвор; *10* — ленточные элеваторы; *11* — электромагнитные сепараторы 168А-СЭ; *12* — отсадочная машина; *13* — центрифуги; *14* — ленточные питатели; *15* — барабанные сушилки 2200 × 12 000 *мм*; *16* — батарейные циклоны; *17* — пенный газоочиститель; *18* — дымосос Д-16; *19* — классификатор

типам руд распределяются приблизительно следующим образом: гидрофлогопит 60%, золотисто-коричневый вермикулит 30%, вермикулит сунгулитовый 10%.

Насыпная масса вермикулита после обжига по отдельным классам крупности колеблется в основном в следующих пределах: класс +3 *мм* от 70 до 130 *кг/м*³, класс −3+1 *мм* от 100 до 170 *кг/м*³, класс −1+0,5 *мм* от 140 до 200 *кг/м*³.

Минералы пустой породы в преобладающем количестве представлены оливином, пироксеном, кальцитом, магнетитом, апатитом, гидроокислами железа и др. Среднее содержание вермикулита в руде 38,2%.

Месторождение разрабатывается открытым и подземным способами. Производительность обогатительной фабрики 56 тыс. *т* концентрата в год.

Технологическая схема обогащения показана на рис. 285.

Исходная руда после дробления поступает на грохочение. Надрешетный продукт +13 *мм* направляют на промывку, затем — на ленточный сепаратор, где выделяются вермикулит — готовый продукт, порода и промпродукт. Промпродукт ленточного сепаратора после дробления объединяется с подрешетным продуктом крупностью 13—0 *мм* и направляется на грохочение на классы −13+0 *мм* и −3+0 *мм*. Класс −3+0 *мм* обесшламливается. Классы −13+3 *мм* и −3+0,5 *мм* поступают раздельно на отсадку. Концентраты отсадочных машин направляются на обезвоживание, сушку и классификацию на товарные сорта.

Технологические показатели обогащения: среднее содержание вермикулита в вермикулитовом концентрате 88%, извлечение вермикулита в концентрат 63,8%.

Схема цепи аппаратов показана на рис. 286.

Особенностью фабрики является применение для отсадки вермикулита специально модернизированных высокопроизводительных беспоршневых отсадочных машин и ленточных сепараторов для обогащения по форме крупного вермикулита.

На Ковдорской фабрике расход электроэнергии составляет 15,8 *квт·ч* на 1 *т* руды, а топлива 32 *кг* на 1 *т* сухого концентрата.

АЛФАВИТНЫЙ ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Пользуясь указателем, необходимо иметь в виду следующее: после каждого наименования даны — номер тома (римскими цифрами) и страница по тексту (арабскими цифрами). По второму тому даны — том (римскими цифрами), часть первая или вторая (арабскими цифрами) и страница по тексту (арабскими цифрами).

А

Автоматизация дозирования материалов по весу (массе)	II;	2;	392
— — реагентов по концентрации их в пульпе, содержанию металлов	II,	2;	409
— измельчения	II,	2;	394
— контроля магнитных и гравитационных процессов обогащения	II,	2;	412
— — процессов обезвоживания по твердому	II,	2;	415
— — и регулирования процесса спекания	II,	2;	418
— — содержания металлов в продуктах обогащения	II,	2;	406
— на обогатительных фабриках, общие сведения	II,	2;	390
— опробования руд	II,	2;	433
— отбора проб	II,	2;	373—380
— процесса дробления	II,	2;	392
— — мелкого дробления	II,	2;	394
— — мокрого измельчения	II,	2;	394
— — рудногалечного измельчения	II,	2;	400
— процессов обезвоживания	II,	2;	415
— — отсадки	II,	2;	413
— работы гидроциклонов	II,	2;	398
— регулирования процессов сгущения	II,	2;	415
— сепараторов суспензионных	II,	2;	414
— стабилизации процесса флотации	II,	2;	406
— — питание мельниц	II,	2;	397
Автоматическая система управления (АСУ), общие сведения	II,	2;	423, 424
— — — —, структура технических средств	II,	2;	428, 429
— — — предприятием (АСУП)	II,	2;	423
— — — технологическим процессом	II,	2;	425, 426
Автоматические питатели реагентов	II,	2;	410, 411
Автоматический контроль регулирования процесса флотации	II,	2;	400—412
Автоматическое регулирование расхода воды в мельницы, экстремальная система	II,	2;	398
Агломерат, восстановимость	II,	2	209
—, металлургические свойства	II,	2;	207
—, прочность	II,	2;	210
—, расчет состава шихты	II,	2;	228, 230
Агломерационная фабрика, назначение, показатели работы	II,	2;	244—248
Агломерационное оборудование, барабанные смесители шихты (со шнеком), окомкователи	II,	2;	234
— —, горны	II,	2;	234, 239
— —, грохоты для агломерата и компонентов шихты	II,	2;	235, 239
— —, общие сведения	II,	2;	231
— —, окомкователи барабанные, тарельчатые	II,	2;	234, 238
— —, прямолинейные машины конвейерные	II,	2;	231, 233
Агломерация во взвешенном слое	II,	2;	234
—, во вращающихся и шахтных печах	II,	2;	192
—, вспомогательное и лабораторное оборудование	II,	2;	353, 356
—, газодинамическое сопротивление слоя шихты, газопроницаемость	II,	2;	203, 215, 216, 223, 243
—, зажигание шихты	II,	2;	192, 234
—, значение возврата в шихте	II,	2;	217
—, зона горения	II,	2;	193
—, измельчение топлива, оборудование	II,	2;	237
—, концентратов	II,	2;	196
—, магнетитовых концентратов	II,	2;	196, 199, 207
—, минеральный состав агломератов	II,	2;	203
—, оборудование, чашевые прямолинейные охладители	II,	2;	240
—, обработка спека, дробление, грохочение	II,	2;	226, 227
—, общие сведения, теоретические основы	II,	2;	192—194

Агломерация окисленных железных руд . . . . . II, 2; 196
—, основность шихты . . . . . II, 2; 228, 229
—, отходящие газы, состав, пыль . . . . . II, 2; 242
—, охлаждение, охладители агломерата . . . . . II, 2; 224, 225
—, очистка отходящих газов . . . . . II, 2; 243
—, переувлажнение и подсушка шихты при спекании II, 2; 197
—, в плотном фильтруемом слое . . . . . II, 2; 192
—, повышение легкоплавких соединений при спекании II, 2; 200
—, постель, укладка шихты на спекательные тележки II, 2; 219
—, процесс спекания, интенсификация . . . . . II, 2; 192, 193, 217
—, процессы окисления, диссоциации и восстановления . . . . . II, 2; 198
—, разложение гидратов и карбонатов . . . . . II, 2; 198
—, размягчение и плавление шихты . . . . . II, 2; 200

—, расчет агломерационных шихт, примеры . . . . . II, 2; 228, 229
—, реакции в твердой фазе . . . . . II, 2; 199
—, свойства железистых расплавов . . . . . II, 2; 199, 201
—, скорость спекания . . . . . II, 2; 195
— в спекательных чашах . . . . . II, 2; 192
—, температуры плавления компонентов шихты, реакции . . . . . II, 2; 199
—, тепловой баланс процесса спекания . . . . . II, 2; 197
—, технология, технологическая схема . . . . . II, 2; 211, 212
—, удаление вредных примесей . . . . . II, 2; 205
—, удельный расход на 1 *т* агломерата: газа, воды, топлива, электроэнергии . . . . . II, 2; 244
—, удельный расход электроэнергии на 1 м² площади спекания . . . . . II, 2; 224
—, фазовый состав агломерата . . . . . II, 2; 202
—, циклоны батарейные, описание . . . . . II, 2; 243
—, шихта, влажность . . . . . II, 2; 215
—, —, двухслойная укладка . . . . . II, 2; 221
—, —, добавка в шихту извести . . . . . II, 2; 217
—,—, дозирование, смешивание и окомкование . . . II, 2; 214
—,—, зажигание . . . . . II, 2; 219
—,—, комбинированный нагрев . . . . . II, 2; 220
—,—, оптимальная крупность . . . . . II, 2; 213
—,—, усреднение компонентов . . . . . II 213
—, шихтовые материалы, химический состав . . . . II, 2; 228, 229
—, эксгаустеры, характеристика . . . . . II, 2; 243, 248
Агрегация частиц в присутствии реагентов . . . . . II, 1; 93
Амальгамация золотосодержащих руд . . . . . II, 2; 160—163
Анализ люминесцентный . . . . . II, 2; 284
— нейтронно-активационный, радиоизотопный, рентгеноспектральный . . . . . II, 2; 406
Анализатор атомно-абсорбционный . . . . . II, 2; 407
— ситовый механический . . . . . II, 2; 290, 342
Анализ полезных ископаемых, минералогический . . . II, 2; 284
— — —, методы определения минерального состава II, 2; 281—284
— — —, рентгенометрический . . . . . II, 2; 287
— — —, термический . . . . . II, 2; 289
— — —, фазовый . . . . . II, 2; 286
— — —, элементарный, методы . . . . . II, 2; 281
— руд по крупности (ситовый, седиментационный, микроскопический) . . . . . I; 13
II, 2; 290
— — — экспресс-методами . . . . . II, 2; 291
— сточных вод . . . . . II, 2; 165
— эмиссионный спектральный . . . . . II, 2; 407

Б

Баланс полезных компонентов, технологический и товарный . . . . . II, 2; 387, 388
— — —, уравнения для расчета баланса . . . . . II, 2; 389
Брикетирование, оборудование, характеристика процесса II, 2; 271, 273, 276
— руд и концентратов, процесс, общие сведения . . . II, 2; 271
— — цветной металлургии . . . . . II, 2; 277
— — черной металлургии . . . . . II, 2; 278
—, технологические схемы . . . . . II, 2; 277
Брикеты, водоустойчивость . . . . . II, 2; 272
—, качество, механическая прочность, общие сведения II, 2; 271
Бункеры, контроль заполнения . . . . . II, 2; 392
Бутары . . . . . II, 1; 18, 19

В

Вакуум-фильтры . . . . . II, 2; 108, 113, 115, 119
Вашгерд . . . . . II, 1; 18, 93
Весовой контроль количества материалов . . . . . II, 2; 392

Вещественный состав полезных ископаемых, схема исследования . . . . . II, 2; 280
Вибратор для грохотов . . . . . I; 62
Вибромойки СКБ ГОМ, характеристика . . . . . II, 1;
Винтовые сепараторы, конструкция . . . . . II, 1; 23, 24
— —, практика работы . . . . . II, 1; 108, 109
— —, процесс . . . . . II, 1; 112
Влага (гигроскопическая, внешняя, внутренняя, капиллярная, пленочная), определение . . . . . II, 1; 105
Влажность, формула . . . . . II,
Вода для бытового и питьевого использования . . . . . II, 2; 83
—, допустимая концентрация вредных веществ в питьевой воде, в рыбохозяйственных водоемах . . . . . II, 2; 83
—, оборотная, повторное использование, примеры из практики . . . . . II, 2; 168
—, очистка от дисперсионных примесей, общие сведения . . . . . II, 2; 170, 171
Водоснабжение оборотное на Ждановской фабрике . . II, 2; 181, 182
— —, принципиальная схема . . . . . II, 2; 175
Воды сточные, ионный обмен . . . . . II, 2; 184
— —, коагулянты . . . . . II, 2; 181
— —, коагуляция грубодисперсных примесей, реагенты . . . . . II, 2; 180
— —, консервация проб . . . . . II, 2; 175
— —, обогатительных фабрик, общие сведения . . . . II, 2; 175
— — фабрик, характеристика . . . . . II, 2; 186—190;
Воды сточные, озон, очистка воды . . . . . II, 2; 168
— —, опробование . . . . . II, 2; 172
— —, очистка от нефтепродуктов . . . . . II, 2; 179
— —, реагенты для осветления вод . . . . . II, 2; 182
— —, реагенты для очистки . . . . . II, 2; 180
— —, флокулянты . . . . . II, 2; 175
— —, химические способы очистки, общие сведения . . II, 2; 178
— —, хлор активный . . . . . II, 2; 176
— —, хлорная известь . . . . . II, 2; 176
— —, электрохимические методы очистки . . . . . II, 2; 177
Вредные примеси в рудах и концентратах . . . . . II, 2; 177
Вязкость пульпы в зависимости от температуры, pH среды и др. . . . . I; 180
II, 2; 12
92

Г

Гидрометаллургическая доводка серных концентратов II, 2; 151
— переработка вольфрамовых продуктов . . . . . II, 2; 154
— — висмутсодержащих продуктов . . . . . II, 2; 158
— — золотосодержащих руд . . . . . II, 2; 160
— — марганцевых руд и продуктов обогащения . . . II, 2; 150, 166
— — медных руд и продуктов обогащения . . . . . II, 2; 163, 164
— — молибденовых продуктов . . . . . II, 2; 157
— — ниобиевых продуктов . . . . . II, 2; 163
— —, экстракция металлов из растворов . . . . . II, 2; 146, 147
Гидрометаллургические методы в обогащении, автоклавное выщелачивание . . . . . II, 2; 145
— — —, азотнокислый способ обогащения карбонатных марганцевых руд . . . . . II, 2; 167
— — —, выщелачивание, применяемые реагенты . . . II, 2; 143, 144
— — —, гидрометаллургическая доводка вольфрамовых концентратов . . . . . II, 2; 149
— — —, гидрометаллургическая доводка марганцевых концентратов . . . . . II, 2; 150
— — —, дитионатный процесс при обработке марганцевых руд . . . . . II, 2; 166
— — —, доизвлечение металлов из отработанных растворов . . . . . II, 2; 148
— — —, измельчение как подготовительная операция II, 2; 143
— — — медных руд, процесс Мостовича . . . . . II, 2; 164, 165
— — —, обжиг как подготовительная операция . . . II, 2; 144
— — —, общие сведения . . . . . II, 2; 143
— — —, разделение и осаждение металлов из растворов . . . . . II, 2; 146
— — —, сорбция металлов из растворов, методы . . . II, 2; 146, 147
— — —, сушка и обжиг гидрометаллургических концентратов . . . . . II, 2; 148
Гидрометаллургические процессы, обработка минерального сырья . . . . . II, 2; 148
— —, очистка растворов от примесей . . . . . II, 2; 149
— —, перколяционное выщелачивание . . . . . II, 2; 145, 146
— —, регенерация реагентов . . . . . II, 2; 144
— —, процесс Торко . . . . . II, 2; 148
— —, сгущение и фильтрование пульпы . . . . . II, 2; 165
— —, сорбционные способы извлечения благородных металлов . . . . . II, 2; 145, 146
— —, цементация золота из черновых растворов . . . II, 2; 162, 163
— —, электрохимический способ . . . . . II, 2; 162
II, 2; 167

Гидрометаллургические способы обогащения руд, сульфатнопероксидный способ . . . . . II, 2; 163
Гидромонитор, характеристика . . . . . II, 1; 18
Гидростиллятор . . . . . I; 240
Гидросепараторы . . . . . II, 2; 104
II, 1; 224
Гидроциклоны, конические и батарейные . . . . . I; 276—284
— лабораторные . . . . . II, 2; 343
—, наладка, регулирование, эксплуатация . . . . . I; 289, 290
— принцип действия . . . . . I; 276
— работа в цикле измельчения . . . . . I; 282
— схемы установки на фабриках . . . . . I; 281
— технологический расчет . . . . . I; 284
— факторы, определяющие показатели работы гидроциклона . . . . . I; 279
Гидрофобизация, определение, собиратели . . . . . II, 2; 93
Гистерезис . . . . . II, 1; 144
Гравиомойка, техническая характеристика . . . . . II, 1; 23
Гравитационное обогащение, принцип разделения частиц II, 1; 7, 8
— —, разделение частиц в вертикальном потоке жидкости . . . . . II, 1; 9
— —, — — в потоках жидкости малой толщины . . . II, 1; 10
Градиент напряженности магнитного поля . . . . . II, 1; 142
Гранулометр магнитный . . . . . II, 2; 394
— для контроля крупности руды . . . . . II, 2; 392
— микрометрический . . . . . II, 2; 394
— седиментационный . . . . . II, 2; 394
Гранулометрический состав руд и продуктов обработки I; 13
Грохоты барабанные . . . . . I; 47
— валковые (дисковые) . . . . . I; 37, 44
— вибрационные (инерционные) . . . . . I; 46—53
—, монтаж, эксплуатация . . . . . I; 105, 106
— гирационные, наклонные . . . . . I; 63—67
— двухкрылостный . . . . . I; 53
—, динамика и кинематика . . . . . I; 84, 85
— дуговые . . . . . I; 38, 42, 43
— качающиеся горизонтальные и слабонаклонные . . . I; 68
— классификация по форме поверхности и характеру движения . . . . . I; 26, 36
— лабораторные . . . . . II, 2; 342
— неподвижные колосниковые . . . . . I; 26, 27
— плоские с несимметричными продольными и поперечными колебаниями . . . . . I; 51
— — с симметричными круговыми и прямолинейными колебаниями . . . . . I; 52, 54
— полувибрационные с прямолинейным движением . . I; 74
—, работа дуговых грохотов . . . . . I; 39—42
—, расчет гранулометрического состава продуктов . . I; 81
— резонансные . . . . . I; 74
— самобалансные и горизонтальные двухвибраторные I; 69—74
—, скорость подачи материала . . . . . I; 90
—, технологический расчет быстроходных грохотов . . I; 92—96
— типов ОСО и Хукки . . . . . I; 75
— — «Линдо», «Гуммера», «Луосаари» . . . . . I; 46
—, устранение неполадок . . . . . I; 103
—, факторы, влияющие на процесс . . . . . I; 82
— цепные . . . . . I; 46
— электровибрационные, наклонные . . . . . I; 64
Грохочение, виды операций . . . . . I; 25
—, — просеивающих поверхностей . . . . . I; 26
—, диаграммы скоростного режима . . . . . I; 85—88
—, закономерности процесса . . . . . I; 76
—, кинетика . . . . . I; 78
— в корпусах крупного, среднего и мелкого дробления I; 105—108
—, коэффициент живого сечения просеивающей поверхности . . . . . I; 35
—, методы расчета показателей грохочения . . . . . I; 97
—, оптимальный механический режим . . . . . I; 79
—, параметры механического режима . . . . . I; 89
—, пример расчета показателей работы грохотов . . . I; 97

Д

Датчики . . . . . II, 2; 391
— индукционные . . . . . II, 2; 414
Декрипитация при обогащении сподуменовых руд . . . II, 2; 10, 11
Дешламаторы магнитные . . . . . II, 1; 220, 223
II, 2; 104
Динамика движения руды и пульпы в магнитных сепараторах . . . . . II, 1; 161
Диспергация частиц в присутствии реагентов . . . . . II, 2; 93
Дренирование, способ удаления влаги . . . . . II, 2; 84
Дробилки валковые . . . . . I; 176, 178, 181, 188
— конусные (ККД и КРД) . . . . . I; 144

Дробилки (КСД и КМД) . . . . . I; 158
— — крупного дробления (ККД) . . . . . I; 140
— — мелкого дробления (КМД) . . . . . I; 150
— — редукционные, крупного дробления (КРД) . . . I 143
—, лабораторное дробильно-размольное оборудование I; 155
— молотковые . . . . . II, 2; 340
—, монтаж . . . . . I; 185—193
—, мощность, производительность . . . . . I; 196—200
—, неисправности . . . . . I; 183, 184
—, производительность КМД и расход энергии . . . I; 207—213
—, процесс, виды деформации пород при дроблении . . I; 169
—, работа, индекс работы по Бонду . . . . . I; 109—115
— роторно-бильные, параметры . . . . . I; 118
—, смазка . . . . . I; 193
—, сопряжение при стадиальном дроблении . . . . . I; 201—204
—, срок службы . . . . . I; 173
—, стадии дробления . . . . . I; 212—214
—, степень дробления . . . . . I; 115
—, теория, гипотезы дробления . . . . . I; 115
—, техника безопасности . . . . . I; 115—119
—, циклы дробления — открытый и замкнутый . . . I; 205
— щековые . . . . . I; 115
— — с простым движением щеки . . . . . I; 122, 128, 129
— — со сложным движением щеки . . . . . I; 123, 138
—, эксплуатация . . . . . I; 124
Дробильно-размольные машины, классификация . . . I; 206—212
119

Ж

Желоб магнитный, суживающийся, конструкция . . . II, 1; 97—101
—, флотационный аппарат . . . . . II, 1; 101
Желоба струйные, практика работы . . . . . II, 1; 102, 103

И

Избирательное дробление, истирание . . . . . II, 2; 9
— —, разрушение компонентов руд при декрипитации II, 2; 9
Измельчение, водный режим агрегата . . . . . I; 435
—, выбор способа самоизмельчения . . . . . I; 394
—, закономерности процесса, определение удельной поверхности материала . . . . . I; 342, 345
—, кинетика измельчения . . . . . I; 346
—, сравнительная измельчаемость руд . . . . . I; 354, 364
—, схемы измельчения, циркулирующая нагрузка . . I; 347
—, технологические принципы регулирования агрегата I; 434—440
—, технологические схемы установок рудного самоизмельчения . . . . . I; 387
—, установки для рудногалечного измельчения . . . . I; 394
—, шаровое и стержневое хозяйство . . . . . I; 431—434
Измельчаемость руд, испытания . . . . . II, 2; 310
Измельчительные лабораторные установки . . . . . II, 2; 339
Испытание обогатимости полезных ископаемых . . . . II, 2; 292
— — — —, вспомогательное оборудование . . . . . II, 2; 353
— — — —, гравитационным мокрым и сухим способом . . . . . II, 2; 295, 296
— — — —, магнитной сепарацией . . . . . II, 2; 296
— — — —, программа испытаний . . . . . II, 2; 292
— — — —, промывкой . . . . . II, 2; 294
— — — —, флотацией . . . . . II, 2; 297
— — — —, электрической сепарацией . . . . . II, 2; 297
Истиратели дисковые, лабораторные . . . . . II, 2; 341

К

Капиллярный подъем влаги (высота) при обезвоживании концентратов . . . . . II, 2; 84
— — жидкости . . . . . II, 2; 84, 106
Качество продуктов обогащения . . . . . I; 11
Кек, определение, проницаемость . . . . . II, 2; 105, 106
Классификатор воздушный, Ведаг . . . . . I; 273, 275
— Волгоцемент . . . . . I; 273, 275
— гидроосциллятор . . . . . I; 240, 244
— гидросепаратор . . . . . I; 243, 244
Классификаторы гидравлические, многокамерные с пирамидальными карманами . . . . . I; 265, 269
— — —, НИИжелезобетон . . . . . I; 266, 268
— —, однокамерные, прямоточные ВНИИГС, струйные Гумбольдта, Дорр-Оливера . . . . . I; 265, 266
— —, песковые и шламовые конусы . . . . . I; 255, 256
— —, производительность . . . . . I; 248—252
— —, расчет . . . . . I; 234

Классификаторы гидравлические, «Реакс»	I;		267, 268
— — Стокса, Фаренвольда, Шоу с автоматической разгрузкой	I;		269, 271
— лабораторные	II,	2;	343, 344
—, определение технологических показателей работы	I;		256, 259
—, расчет	I;		236
— реечные и дражные	I;		238, 239
— —, расчет, работа	I;		238, 240, 241
— — и спиральные, расчет	I;		244
— спиральные	I;		237
— — с непогруженной и погруженной спиралью	I;		240, 241
— трибоадгезионный, принцип действия	II,	1;	256
— Эшер-Висс и Стюртевант	I;		273, 27[illegible]
— механические, удаление щепы	I;		254
— — чашевые	I;		241
— — — показатели работы	I;		257
— — — производительность	I		252
— — эксплуатация	I		254
Классификация гидравлическая материала по крупности, пневматическая	I;		13
— —, принципы	I;		233, 234
— тел в водной среде, свободное падение частиц	I;		220—226
— — — —, способы и принципы	I;		233
— — — —, стесненное падение минеральных частиц, закономерности	I;		229—232
Коагуляция частиц в присутствии электролитов	II,	2;	93
Конвейеры, контроль пробуксовки и разрыва лент	II,	2;	393
Кондуктометрические приборы	II,	2;	404
Контроль количества материалов путем взвешивания	II,	2;	392
— параметров флотационного процесса	II,	2;	401—405
— плотности слива классифицирующих устройств	II,	2;	398
— процесса приготовления реагентов	II,	2;	407
Концентрат (термин)	I;		11
Концентратомер колориметрический	II,	2;	405
Концентратор веерный «Карпко», «Кеннона», «Хобарта», «Йорка»	I;		100—103
— струйный Гиредмета СКГ-2	II,	1;	99
Концентрационные столы зарубежных фирм	II,	1;	80, 82—87
— —, классификация, характеристика	II,	1;	74—77
— —, лабораторные	II,	2;	345
— —, нарифления	II,	1;	71, 73
— —, практика работы	II,	1;	74, 89
— — СКМ-1, СК-22, СКП-20, СКПМ-6, ЯСК-1	II,	1;	75—85
Концентрация на столах, теория	II,	1;	68
— —, эксплуатация	II,	1;	68—70, 74
— водородных ионов, потенциометрический метод определения	II,	2;	404
Крупность продукта номинальная	I;		17
Кюри точка	II,	1;	144, 145

М

Магнетит, магнитные свойства	II,	1;	144—150
Магнитная восприимчивость вещества, определение	II,	1;	142, 143
— — слабомагнитных и немагнитных минералов	II,	1;	143, 147
— индукция	II,	1;	141
— проницаемость	II,	1;	142, 143
— регенерация ферромагнитных утяжелителей	II,	1;	137, 228
— сила — удельная (условная)	II,	1;	142, 143
— сегрегация	II,	1;	168
— —, механическая сегрегация при магнитном обогащении	II,	1;	168
— система из магнитов постоянного поля	II,	1;	178
— —, создающая электромагнитное поле	II,	1;	178
— флокуляция, меры борьбы	II,	1;	172
Магнитогидродинамическое обогащение	II,	1;	173
Магнитное обогащение комплексных магнетитовых руд	II,	1;	227
— —, лоренцева электромагнитная сила	II,	1;	173, 174
— — магнетито-гематитовых руд	II,	1;	228
— — магнетитовых руд	II,	1;	224, 225
— — марганцевых руд	II,	1;	229
— — сильномагнитных руд	II,	1;	224
Магнитное обогащение медно-никелевых руд	II,	1;	227
— — мокрое, плотность питания	II,	1;	169
— — обожженных железных руд	II,	1;	228
— —, оборудование	II,	1;	178
	II,	2;	345
— — оолитовых железных руд	II,	1;	229
— —, перспективы развития	II,	1;	230
— — подготовка руды перед обогащением	II,	1;	170
— —, селективность	II,	1;	149
— — сидерито-баритовых руд	II,	1;	229
— — титаномагнетитовых руд	II,	1;	226

Магнитное обогащение, эффект сегрегации при сухой магнитной сепарации . . . . . II, 1; 169
Магнитное поле . . . . . II, 1; 141, 151
— — бегущее сепараторов для сильномагнитных руд . . . II, 1; 154
— —, расчет напряженности магнитного поля . . . . . II, 1; 161
— — сепараторов для сильномагнитных, слабомагнитных и ферромагнитных руд . . . . . II, 1; 152—156
Магнитные анизотропные сплавы . . . . . II, 1; 179
— свойство пирротина . . . . . II, 1; 145
— — сильномагнитных минералов . . . . . II, 1; 144
— — слабомагнитных минералов . . . . . II, 1; 146
Магнитный анализатор, лабораторный . . . . . II, 2; 346—348
— гидросепаратор МД-5000 . . . . . II, 1; 224
— момент . . . . . II, 1; 141
— поток . . . . . II, 1; 142
Магнитодвижущая сила . . . . . II, 1; 142
Магнитно-жесткие и магнитно-мягкие ферромагнитные вещества . . . . . II, 1; 144
Магниты керамические из феррита бария . . . . . II, 1; 180
Мельницы, вибрационные (шаровые и роликовые) . . . I; 315—318
— данные о работе мельниц на фабриках . . . . . I; 374—382
— износ шаров . . . . . I; 340
— испытания мельниц самоизмельчения . . . . . I; 385
— каскадные, мокрого самоизмельчения . . . . . I; 310—314
— , классификация . . . . . I; 299—303
— мешалки . . . . . II, 1; 22
— особенности работы мельниц самоизмельчения . . I; 383
— потребляемая мощность, формулы для расчета . . . I; 335
— производительность, работа мельниц самоизмельчения . . . . . I; 396
—, —, — рудногалечных мельниц . . . . . I; 398
—, —, — стержневых мельниц мокрого измельчения . I; 351—357
—, —, — стержневых и шаровых мельниц сухого измельчения . . . . . I; 350
— —, — шаровых мельниц мокрого измельчения . . I; 371
— роликовые, лабораторные . . . . . I; 317
— рудногалечные сухого измельчения . . . . . I; 322, 323
—, скорость вращения, скоростные режимы (каскадный, водопадный и др.) . . . . . I; 325—328
— стержневые, лабораторные . . . . . II, 2; 339
— стержневые, мокрого измельчения . . . . . I; 312, 313
— стержневые с периферической разгрузкой, сухого измельчения . . . . . I; 321—323
— струйные . . . . . I; 324, 325
— типа «Аэрофол», сухого самоизмельчения . . . . . I; 322
—, технологический расчет шаровых мельниц . . . . I; 369
— шаровые лабораторные . . . . . II, 2; 339
— — с периферической разгрузкой сухого измельчения I; 321—323
— — с решеткой . . . . . I; 304—307
— — с центральной разгрузкой, мокрого измельчения I; 308—311
— — с центральной разгрузкой сухого измельчения . I; 321
— центробежные, многокамерные, роликовые . . . . I; 317—319
Металлоискатели . . . . . I; 214—218
Механическая обработка полезных ископаемых обогащение (определение) . . . . . I; 10
Минералы, магнитные свойства . . . . . II, 1; 144
—, электропроводимость, диэлектрическая проницаемость . . . . . II, 1; 234
Модуль шкалы классификации . . . . . I; 13
Мойки корытные, характеристика . . . . . II, 1; 24
Монтаж гирационных грохотов . . . . . I; 98
— инерционных грохотов . . . . . I; 100
— шаровых и стержневых мельниц, обкатка . . . . . I; 400—403

Н

Намагниченность вещества напряженность магнитного поля . . . . . II, 1; 142
Намагничивающие и размагничивающие аппараты . . . II, 1; 220
Насосы диафрагмовые, центробежные, применение при сгущении . . . . . II, 2; 102
Нейтронно-абсорбционный метод обогащения . . . . . II, 2; 52
Немагнитные минералы . . . . . II, 1; 144

О

Обезвоживание в конвейерах ковшовых . . . . . II, 2; 88
— в механических классификаторах . . . . . II, 2; 91
— на горизонтальных ковшовых конвейерах . . . . . II, 2; 88
— на грохотах, ситах . . . . . II, 2; 86
— материала 0,1—1 мм в штабелях . . . . . II, 2; 84
—, скоростное удаление влаги . . . . . II, 2; 84
Обезвоживающие грохоты резонансные, самобалансные II, 2; 86, 87

Обжиг в машинах агломерационного типа . . . . . II, 2; 30
— в многоподовых механических печах . . . . . II, 2; 27
— во взвешенном состоянии . . . . . II, 2; 33
—, восстановительный, магнетизирующий по металлического железа, реакции . . . . . II, 2; 17, 18
—, —, магнетизирующий, окислительный, сульфатизирующий . . . . . II, 2; 34—42
—, —, практика работы . . . . . II, 2; 37—42
— глиноземa . . . . . II, 2; 37
— железных руд . . . . . II, 2; 38—41
—, лабораторное оборудование . . . . . II, 2; 356
— руд, виды обжига и цели процесса . . . . . II, 2; 11
—, печи, печь кипящего слоя . . . . . II, 2; 27—31
—, расход топлива, тепла . . . . . II, 2; 17, 27
—, рекуперативная, горизонтальная печь . . . . . II, 2; 29
— спекающий, реакции, практика работы . . . . . II, 2; 20, 35, 42
—, трубчатая, вращающаяся печь . . . . . II, 2; 29
—, шахтная печь . . . . . II, 2; 29
— хлорирующий, реакции . . . . . II, 2; 21
Обогатимость полезных ископаемых, испытания . . . . II, 2; 292—294
Обогащение полезных ископаемых (определение) . . . I; 10
—, авторадиометрический метод . . . . . II, 2; 47
— алмазов, люминесцентный метод . . . . . II, 2; 62
— асбестовых руд, общие сведения, схемы . . . . . II, 2; 70, 73
— бериллиевых руд, фотонейтронный метод . . . . . II, 2; 63
— бороодержащих руд, нейтронно-адсорбционный метод . . . . . II, 2; 63
— в тяжелых суспензиях, установки . . . . . II, 2; 345
—, гидравлическое разделение частиц, теоретические основы . . . . . II, 1; 7—10
— гравитационное, ламинарное движение жидкости, турбулентное движение жидкости . . . . . II, 1; 12
— — перемещение частиц потоком жидкости по наклонным поверхностям . . . . . II, 1; 14
—, коэффициент трения скольжения минералов . . . II, 1; 15
— комплексных магнетитовых руд . . . . . II, 1; 227
—, люминесцентный метод, типы электромагнитных излучений . . . . . II, 2; 47—49
—, методы . . . . . I; 11
II, 2; 44, 45
— на жировых поверхностях, оборудование, стол непрерывного действия, схемы . . . . . II, 2; 80, 81
— обожженных руд . . . . . II, 1; 226
—, очистные и контрольные операции . . . . . I; 12
— по трению, вибрационный сепаратор, винтовые сепараторы, дисковый сепаратор, ленточный сепаратор . . II, 2; 66, 67
— по трению, упругости, и форме, коэффициенты трения, скольжения и качения минералов . . . . . II, 2; 64
— — и форме, оборудование . . . . . II, 2; 65
— — —, угол наклона движения минералов по плоскости . . . . . II, 2; 63
— по упругости, теория, барабанный сепаратор . . . II, 2; 69, 70
—, радиометрическими методами . . . . . II, 2; 44, 45
—, специальные методы подготовки руд . . . . . II, 2; 19
II, 2; 132
— сподуменовых руд, декрипитация . . . . . II, 2; 11
— титаномагнетитовых руд . . . . . II, 1; 226
— урановых руд . . . . . II, 2; 60, 61
— флотогравитационным способом, принцип действия II, 2; 74
— — — примеры из практики . . . . . II, 2; 77
— — —, на сепараторах винтовых . . . . . II, 2; 74
— — —, на столах . . . . . II, 2; 74, 75
—, фотометрический метод . . . . . II, 2; 49
— электрическое, практика . . . . . II, 1; 232, 260
Окомкование, барабанный окомкователь . . . . . II, 2; 259
—, безобжиговый метод получения окатышей . . . . II, 2; 267
—, гранулометрический состав руды, роль воды, добавки упрочняющие . . . . . II, 2; 250
—, десульфуризация окатышей . . . . . II, 2; 258
—, дозирование компонентов шихты . . . . . II, 2; 258
—, длительность цикла обжига окатышей . . . . . II, 2; 270
—, металлизованные окатыши . . . . . II, 2; 270
—, модуль основности . . . . . II, 2; 271
Окомкование, обжиг . . . . . II, 2; 253, 269, 279
—, офлюсование . . . . . II, 2; 269
—, охлаждение . . . . . II, 2; 256
—, процесс, общие сведения . . . . . II, 2; 249
—, разложение карбонатов при обжиге окатышей . . . II, 2; 255
—, расход тепла на обжиг окатышей . . . . . II, 2; 257, 271
—, смешивание компонентов шихты . . . . . II, 2; 259
—, структура строения окатышей . . . . . II, 2; 254
—, сушка окатышей . . . . . II, 2; 252
—, схемы производства окатышей . . . . . II, 2; 263
—, технологическое оборудование . . . . . II, 2; 257
—, укладка сырых окатышей . . . . . II, 2; 261

Дробилки, фабрики окомкования II, 2; 263
—, химический состав окатышей II, 2; 270
Окускование железорудного сырья, определение, способы
— руд, концентратов II, 2; 192, 240, 271
—, лабораторное оборудование II, 2; 356
—, укладка шихты на спекательные тележки I; 11
Опробование, вес пробы II, 2; 219, 221
—, вспомогательное оборудование для отбора проб II, 2; 361, 363
— добытых руд, способы II, 2; 373
—, коэффициенты точности, погрешность опробования II, 2; 371
—, маркировка, запись и хранение проб II, 2; 369
— материалов неподвижных и находящихся в движении II, 2; 385
— месторождений полезных ископаемых, способы отбора проб II, 2; 371
—, оборудование для отбора проб, пробники ручные, пробоотбиратели II, 2; 361
—, подготовка проб к анализу II, 2; 362, 363
—, пробоотбиратели II, 2; 384
—, пробы, методика, задачи, доставка проб II, 2; 374—380
— пульп в сгустителях II, 2; 366, 381
—, сокращение проб, сократители II, 2; 373
—, техническая характеристика пробоотбирателей II, 2; 385, 386
—, формулы для определения числа проб II, 2; 382, 383
—, формулы определения производительности пробоотбирателей II, 2; 368
—, частота пробоотсекания II, 2; 374
—, экспресс-лаборатории II, 2; 365, 388
Отсадка, искусственная постель II, 2; 381
—, процесс II, 1; 31, 36
—, подрешетная вода, разжижение питания II, 1; 31
—, распределение продуктов отсадки в машине II, 1; 31, 40
—, режим и регулирование процесса II, 1; 36
—, теоретические основы II, 1; 36
—, толщина постели II, 1; 32
—, циклы II, 1; 39
Отсадочные машины беспоршневые II, 1; 31, 32
— — диафрагмовые II, 1; 47, 53, 62, 64
— — зарубежных фирм II, 1; 44, 47, 57, 60
— —, классификация II, 1; 52, 67
— — лабораторные II, 2; 344
— — с подвижным днищем, решетом II, 1; 41, 44, 45, 56
— — поршневые, характеристика II, 1; 43, 56, 57
— —, практика работы II, 1; 55
— —, производительность II, 1; 37
— — пневматические II, 1; 52, 54, 55
Отстойники, устройство II, 2; 85

П

Падение тел (в жидкостях), правильной однородной формы, свободное, минеральных частиц I; 225
— — естественное, однородных, разнородных частиц I; 230, 231
— шаров I; 221, 222
Пептизация, определение II, 2; 94
Перколяция золота, выщелачивание при гидрометаллургических методах обогащения золотосодержащих руд II, 2; 162
Перечистка продуктов обогащения I; 12
Пиро- и гидрометаллургические процессы, применяющиеся при обогащении I; 11
Пироэлектрические сепараторы, принцип действия II, 1; 255
Планирование опытов, метод крутого восхождения II, 2; 317, 324
Плотномеры II, 2; 395
Пневматическая автоматика II, 2; 391
Подготовка руд к плавке: обогащение, агломерация, окомкование и брикетирование I; 11
Полезные ископаемые I; 10
—, примеси в рудах и концентратах I; 11
Полимеры, действие, концентрация II, 2; 93
Полиэтиленоксид, определение, действие II, 2; 93
Полупродукт, промпродукт (термин) I; 11
Пресс-фильтры II, 2; 105, 121
Проба генеральная, технологическая, минералогическая, химическая II, 2; 361, 364
Пробоотбиратель лотковый II, 2; 376
— с пневматическим прибором II, 2; 380
— секторный II, 2; 377
— цепной для пульпы и мелких сыпучих материалов II, 2; 379
— ковшовый II, 2; 374
— винтовой II, 2; 378, 379
Промывистость руд II, 1; 16
Промывка бурожелезняковых руд II, 1; 30
— каолинсодержащего сырья II, 1; 31
— керченских руд II, 1; 30

Промывка, мельницы-мешалки . . . . . II, 1; 22
—, процесс . . . . . II, 1; 15—28
Промывочные башни, характеристика . . . . . II, 1; 28
— бутары, вибромойки, грохоты . . . . . II, 1; 18, 19, 23
— машины, бичевые, характеристика . . . . . II, 1; 27
— —, классификация . . . . . II, 1; 17
— — комбинированные . . . . . II, 1; 26
— —, общие сведения . . . . . II, 1; 16
— —, практика работы . . . . . II, 1; 28
— —, скрубберы . . . . . II, 1; 21
Прочность горных пород, коэффициент по М. М. Протодьяконову . . . . . I; 110—114
Пульсатор гидравлический . . . . . II, 2; 344
Пуазейля уравнение . . . . . II, 2; 106
Пустая порода (термин) . . . . . I; 10

Р

Радиометрические контрольные станции . . . . . II, 2; 52
— методы обогащения золото-урановых, урановых руд II, 2; 60, 61
— — — по контрастности, гранулометрическому составу, содержанию полезного компонента . . . . . II, 2; 44—47
— — —, общие сведения . . . . . II, 2; 44, 45
— — —, практика работы . . . . . II, 2; 60
— — —, режим работы . . . . . II, 2; 47
— — —, эмиссионные и адсорбционные . . . . . II, 2; 45
Радиометрический сепаратор для адсорбционного обогащения руд, КИ, вибрационный, карусельный . . II, 2; 53, 54
— — ленточный, одноканальный, многоканальный . . II, 2; 52, 53
— —, абсорбционно-активационный метод . . . . . II, 2; 51
— —, нейтронно-активационный метод разделения руд по интенсивности излучения . . . . . II, 2; 50
— —, сепараторы . . . . . II, 2; 52
— —, фотонейтронный метод . . . . . II, 2; 47
Размагничивающие и намагничивающие аппараты . . II, 1; 220
— факторы . . . . . II, 1; 143
Расходомеры индукционные . . . . . II, 2; 400, 401, 407
Рентгено-люминесцентный автомат для дообогащения алмазных концентратов . . . . . II, 2; 56
— — сепаратор АРЛ-1 . . . . . II, 2; 56
Ремонт грохотов . . . . . I; 102
— мельниц, смазка . . . . . I; 403
Руда, определение . . . . . I; 10
Рудоразборка ручная, оборудование . . . . . II, 2; 42
Руды железные, состав, требования потребителей . . III; 156—171
— марганцевые, состав, требования потребителей . . III; 278—280
— неметаллические, состав, требования потребителей III; 313—330
— цветных металлов, состав, требования потребителей III; 7—14, 69, 70, 113, 114, 127, 128
— хромитовые, состав, требования потребителей . . . III, 309

С

Сгустители многоярусные . . . . . II, 2; 103
— одноярусные, конструкция . . . . . II, 2; 94
—, размеры, эксплуатация . . . . . II; 2; 98—103
— сифонные . . . . . II, 2; 104
— с периферическим приводом . . . . . II, 2; 98
— с центральным приводом . . . . . II, 2; 95
Сгущение, зоны падения материала в сгустителях . . II, 2; 91
— концентратов и продуктов обработки . . . . . II, 2; 97, 102
— на магнитных сепараторах, примеры . . . . . II, 2; 105
—, определение, процесс, основные принципы . . . . II, 2; 91
— пульп, методика определения удельной площади сгущения . . . . . II, 2; 313
— тонкодисперсных материалов, факторы . . . . . II, 2; 92
Сегрегация, определение, процесс . . . . . II, 1; 7
— магнитная . . . . . II, 1; 168
Сепаратор барабанный, обогащение по упругости . . II, 2; 70
— винтовой . . . . . II, 1; 105, 110
— —, обогащение по трению . . . . . II, 2; 66
— —, —, флотогравитационным способом . . . . . II, 2; 77
— воздушный . . . . . I; 273
— диэлектрический и трибоэлектрический . . . . . II, 1; 252—255
— для обогащения в тяжелых суспензиях . . . . . II, 1; 129
— «Порка» . . . . . II, 1; 101
— конусный . . . . . II, 1; 99
— магнитный . . . . . II, 1; 180, 191, II, 2; 347
— — мокрый полупротивоточный 200 ЦПП-СЭ . . . II, 1; 200
— — — — 200 ВПП-СЭ (по ГОСТ ПБМ-ПП-90/250) II, 1; 199

Сепоратор магнитный мокрый полупротивоточный ПБМ-ЧППА . . . II, 1; 197
— — —, показатели работы . . . II, 1; 201
— — — противоточный ПБМ-ЧПА . . . II, 1; 197
— — — — 167 ПП-СЭ . . . II, 1; 195
— — — — 26-СБ . . . II, 1; 193
— — — прямоточный 209В-СЭ (по ГОСТ ПБМ-90/250) 167а-СЭ . . . II, 1; 196, 198
— — слабого поля . . . II, 1; 190, 201
— — 206В-СЭ (ПБСЦ 63/50 . . . II, 1; 187, 189
— — ПБСЦ-63/100 и ПБСЦ-63/200 . . . II, 1; 187, 188
— — фирмы «Сала» . . . II, 1; 186, 188, 189
— — 189АСЭ (по ГОСТ 4ПБС-63/200) . . . II, 1; 165, 167, 199
— пироэлектрический . . . II, 1; 255
— пневматический, ОСП-100 (стол) . . . II, 2; 82, 84
— радиометрический . . . II, 2; 52, 59
— рентгено-люминесцентный . . . II, 2; 56
— фотометрический «Кварц» . . . II, 2; 57
— электромагнитный барабанный ЭБМ-1, ЭБМ-3, ЭБМ-4 II, 1; 203, 205
— — барабанно-ленточный ЭБМ-2 . . . II, 1; 203, 205
— — быстроходный 229-СЭ . . . II, 1; 207, 209
— — 230-СЭ . . . II, 1; 218
— — валковый ЭРМ-1 . . . II, 1; 214
— — — ЭРМ-2 . . . II, 1; 214, 219
— — — ЭРМ-3 . . . II, 1; 214, 219
— — — ЭРМ-4 . . . II, 1; 214, 219
— — — ЭРС-6 . . . II, 1; 207, 211
— — — 233А-СЭ . . . II, 1; 207—213
— — двухкаскадный валковый 164А-СЭ . . . II, 1; 207
— — дисковый МС-2 . . . II, 1; 207
— —, железоотделитель подвесной . . . I; 216
— — роторный 211А-СЭ, общая характеристика . . II, 1; 216
— — фирмы «Лурги» для сухого обогащения . . . II, 1; 213, 252
— — сильного поля, для сухого обогащения . . . II, 1; 207
— 168-СЭ . . . II, 1; 224
— 171А-СЭ . . . II, 1; 181
— электростатический . . . II, 1; 250
Сепараторы магнитные производительность . . . . II, 1; 165, 201
— —, классификация . . . II, 1; 182
— —, лабораторные . . . II, 2; 345
— электрические высоковольтные устройства . . . . II, 1; 259
— — для разделения минералов по электропроводности, разновидности . . . II, 1; 246
— — лабораторные . . . II, 2; 349, 350
— —, классификация . . . II, 1; 246, 256
— — коронные, барабанные . . . II, 1; 247, 250, 251
Сетки проволочные, контрольные . . . . . I; 14
—, стандарты . . . . . I; 31
Сигнализация и связь . . . . . II, 2; 435
Системы управления на обогатительных фабриках . . II, 2; 424
Сита контрольные по Иверсу . . . . . I; 15
Ситовый анализ . . . . . I; 13
Скруббер-бутара . . . . . II, 2; 290
Скрубберы . . . . . II, 1; 21
Смазка грохотов . . . . . II, 1; 20, 21
— дробилок . . . . . I; 99
— мельниц, системы смазки, маслостанции, монтаж и наладка систем смазки . . . . . I; 201
Спектрофотометрический метод определения концентрации реагентов . . . . . I; 403—410
Стабилизация производительности дробильно-измельчительного оборудования . . . . . II 2; 404
Стадии подготовки руд к обогащению . . . . . II, 2; 393
Степень извлечения полезного компонента . . . . . I; 12
Сушка, влажность воздуха, диаграмма . . . . . I; 11
—, вес водяных паров, сухих газов, формулы . . . II, 2; 130, 131
—, дымовые газы . . . . . II, 2; 128
—, избыток воздуха, формулы . . . . . II, 2; 128
—, изотерма . . . . . II, 2; 128
—, критическая влажность . . . . . II, 2; 132
—, конвективная, определение . . . . . II, 2; 128
—, напряженность по влаге . . . . . II, 2; 127
—, общие сведения, процесс . . . . . II, 2; 137
—, расчет сушилок, материальный баланс . . . . . II, 2; 127
—, режим . . . . . II, 2; 129, 130
—, скорость сушки . . . . . II, 2; 129
—, тепловой баланс, расчет . . . . . II, 2; 128
—, теплоснабжение . . . . . II, 2; 130
—, точка росы . . . . . II, 2; 132
—, трубы-сушилки . . . . . II, 2; 128
Сушилки барабанные . . . . . II, 2; 132
— —, показатели работы . . . . . II, 2; 128, 132
— — с поперечной продувкой, конструкция . . . . II, 2; 140, 141, 142
— — типа «Рагз-Колз» . . . . . II, 2; 132
II, 2; 38, 139
II, 2; 137
II, 2; 140

Сушилки кипящего слоя, конструкция . . . . . II, 2; 140
— распылительные дисковые, общие сведения . . . . II, 2; 142
Схема цепи аппаратов . . . . . I; 12

Т

Техника безопасности при обслуживании грохотов . . I; 102
— — при эксплуатации дробилок . . . . . I; 205
Технологические показатели . . . . . I; 12
— схемы (качественная, количественная, шламовая), графическое изображение . . . . . I; 12
Тяжелые жидкости, обогащение . . . . . II, 1; 140
— суспензии, аэролифты, расчет . . . . . II, 1; 135, 136
— —, движение тел в суспензии . . . . . II, 1; 128
— —, дренаж, отмывка утяжелителя . . . . . II, 1; 134
— —, контроль и автоматика процесса . . . . . II, 1; 138
— —, обогащение на виброжелобах . . . . . II, 1; 139
— —, плотность . . . . . II, 1; 124
— —, обогащение в центробежном поле . . . . . II, 1; 139
— —, практика работы . . . . . II, 1; 131
— —, приборы для измерения свойств суспензий . . II, 1; 125
— —, применение при отсадке . . . . . II, 1; 140
— —, процесс, разновидности . . . . . II, 1; 139
— —, свойства . . . . . II, 1; 121
— —, сепараторы, характеристика . . . . . II, 1; 129
— —, технические показатели работы . . . . . II, 1; 133
— —, транспорт оборотной суспензии . . . . . II, 1; 135
— —, формулы для расчета суспензий . . . . . II, 1; 138
— —, эффективность работы . . . . . II, 1; 134

У

Ультразвуковой способ очистки минералов в рудной пульпе . . . . . II, 2; 9
Уплотнение пульпы в сгустителях . . . . . II, 2; 97
Утяжелители . . . . . II, 1; 126
—, гранулометрический состав . . . . . II, 1; 127
—, регенерация . . . . . II, 1; 137

Ф

Фабрики для апатита, Апоф 1 и 2 комбината Апатит III; 331—340
— — асбеста, комбинат Ураласбест . . . . . III; 365—375
— — вермикулита, Ковдорская . . . . . III; 389, 390
— — графита, Завальевский комбинат . . . . . III; 376—379
— — калия, Белорусский комбинат . . . . . III; 357—362
— — каолина, Глуховецкий комбинат . . . . . III; 379—381
— — —, Просяновский комбинат . . . . . III; 381—383
— — кварца, Раменский комбинат . . . . . III; 385—387
— — кварцево-флюоритовых и слюдисто-флюоритовых руд . . . . . III; 347—352
— — полевого шпата, Ляпгарская . . . . . III; 383
— — — —, Чупинская . . . . . III; 384, 385
— — руд железных, Абагурская . . . . . III; 244—250
— — — —, Абаканская . . . . . III; 250—254
— — — —, Днепровская . . . . . III; 203—218
— — — —, Ингулецкая . . . . . III; 196, 201—211
— — — —, Качканарская . . . . . III; 261—270
— — — —, КМАруда . . . . . III; 217—231
— — — —, Ковдорская . . . . . III; 254—259
— — — —, Коршуновская . . . . . III; 256—263
— — — —, Лебединская . . . . . III; 222—231
— — — —, Лисаковская . . . . . III 271—277
— — — —, Магнитогорская . . . . . III; 240—247
— — — —, Ново-Криворожская . . . . . III; 175—191
— — — —, Оленегорская . . . . . III; 215—225
— — — —, Северного ГОКа . . . . . III; 189—206
— — — —, Соколовско-Сарбайская . . . . . III; 232—241
— — — —, Центрального ГОКа . . . . . III; 180—189
— — — —, Южного ГОКа . . . . . III; 171—178
— — — марганцевых, Богдановская . . . . . III; 281—287
— — — —, Грушевская . . . . . III; 286—294
— — — —, Даркеты . . . . . III; 297—300
— — — —, Пероксидная . . . . . III; 298—302
— — — —, Центральные ЦОФ № 1 и 2 . . . . . III; 293—298
— — — —, Центральная флотационная (ЦФФ) . . . III; 302—308
— — — хромитовых, дробильные № 1 и 2 . . . . . III; 309—312
— — — цветных, дополнительные сведения . . . . III; 143—155
— — — —, Алмалыкская медная . . . . . III; 25—32
— — — —, Алмалыкская свинцово-цинковая . . . III; 71—78

Фабрики для руд цветных, Балхашская III; 33—40
— — — —, Башкирская (Сибаевская) III; 40—46
— — — —, Гайская III; 45—49
— — — —, Джезказганская № 1 и 2 III; 14—23
— — — —, Зыряновская III; 76—91
— — — —, Каджаранская III; 117—124
— — — —, Кафанская III 20—25
— — — —, Кентауская № 1 и 2 III; 107—112
— — — —, Лениногорская III; 89—101
— — — —, Норильская III; 60—69
— — — —, Печенганикель III; 55—60
— — — —, Солнечная III; 128—131
— — — —, Сорская III; 122—127
— — — —, Тырныаузская III; 114—120
— — — —, Учалинская III; 48—54
— — — —, Хрустальненская III; 132—137
— — — —, Центральная III; 101—106
— — — —, Шерловогорская III; 137—143
— — серы, Роздольский комбинат III; 362—365
— — сильвинита, Березниковский комбинат III; 352—357
— — слюды, схемы фабрик III; 387—389
— — талька, Шабровский комбинат III; 375—377
— — фосфорита, комбинат «Фосфорит» III; 340—343
— — —, Лопатинский и Егорьевский фосфоритные рудники III; 343—346
Ферросилиций II, 1; 126
Фильтрование II, 2; 105, 106
—, вспомогательное оборудование вакуум-фильтров II, 2; 123
—, выбор вакуум-фильтров II, 2; 123
—, добавка реагентов при фильтровании II, 2; 108
—, план-фильтр II, 2; 120
—, методика определения удельной площади фильтрования II, 2; 316
—, принципы II, 2; 105
—, регенерация ткани II, 2; 107
—, ресиверы и ловушки II, 2; 126
—, скорость вращения фильтра II, 2; 107
—, содержание твердого в питании II, 2; 106
—, эксплуатация фильтров II, 2; 108
Фильтровальная ткань, требования II, 2; 107
Фильтры барабанные с наружной фильтрующей поверхностью II, 2; 108, 109
— с внутренней фильтрующей поверхностью II, 2; 115, 116
— дисковые II, 2; 112
— ленточные II, 2; 117
— магнитные II, 2; 112
— фильтр-прессы камерные II, 2; 121
Флокуляция, определение II, 2; 93
Флотационные машины «Аджитейр» II, 1; 366
— — Апатит II, 1; 384
— — АФМ-2,5 II, 1; 379
— — «Бут» II, 1; 357
— — BCS II, 1; 345, 376
— — BFP (Сала) II, 2; 369
— — BFP и BFR II, 1; 369, 373
— — «Вейниг» II, 1; 374
— — «Вормен» II, 1; 363
— — «Давко» II, 1; 385
— — «Денвер Суб-А» II, 1; 349
— — «Денвер D-R» II, 1; 352
— — завода Котлякова II, 1; 345
— — завода им. Э. Тельмана II, 1; 357
— — зарубежных фабрик, табл. 151, 157 II, 1; 359, 371
— — «Келлоу» II, 1; 377
— — колонкового типа II, 1; 384, 385
— —, конструкции новых машин II, 2; 351, 352
— — лабораторные II, 1; 377, 378
— — «Мак-интош» II, 1; 346
— — «Механобр» II, 1; 361
— — «Минемет» II, 1; 345
— —, общие сведения, перечень II, 1; 364
— — пневмомеханические II, 1; 385
— —, практика применения II, 1; 354, 358, 370
— —, примеры применения машин за рубежом II, 1; 387
— —, расчет необходимого числа камер II, 1; 378
— — «Саусвестерн» II, 1; 381
— — с кипящим слоем (КС) II, 1; 383, 384
— — УМ-6 II, 1; 353
— — «Фагергрин» II, 1; 377
— — «Форрестер» II, 1; 365, 383
— — ФПР, ФПС II, 1; 385
— —, характеристика, сравнительная оценка II, 1; 384
— — эжекторного типа II, 1; 268,
— реагенты 285—344

Флотационные реагенты, адсорбция флотационных реагентов, виды адсорбции . . . II, 1; 270
— —, активаторы . . . II, 1; 275
— —, анионные собиратели . . . II, 1; 272, 286, 341
— —, взаимодействие с минералами . . . II, 1; 269
— —, вспомогательные . . . II, 1; 282
— —, выпускаемые за рубежом . . . II, 1; 341
— —, депрессоры . . . II, 1; 276
— —, катионные собиратели . . . II, 1; 274, 342
— —, классификация . . . II, 1; 285
— —, механизм действия . . . II, 1; 272
— —, модификаторы . . . II, 1; 274, 324, 343
— —, назначение, классификация . . . II, 1; 268, 269
— —, неионогенные собиратели . . . II, 1; 274, 343
— —, пенообразователи . . . II, 1; 280, 313, 343
— —, собиратели . . . II, 1; 272, 286
Флотационные схемы коллективной и селективной флотации . . . II, 1; 393
— — комбинированные . . . II, 1; 394
— — много- и одностадиальные . . . II, 1; 389
— — с раздельной флотацией . . . II, 1; 392
Флотация ионная . . . II, 1; 435,
II, 2; 148
—, кинетика процесса . . . II, 1; 282, 284
—, режим, способы разгрузки пены . . . II, 1; 306
—, теоретические основы и разновидности процесса . . II, 1; 267
— алунита . . . II, 1; 421
— баритовых руд . . . II, 1; 420
— бериллиевых руд . . . II, 1; 422
— вольфрамовых руд . . . II, 1; 413
— графитовых пород . . . II, 1; 428
— железных руд . . . II, 1; 432
— золотосодержащих руд . . . II, 1; 408
— кианитовых руд . . . II, 1; 422
— кобальтсодержащих руд . . . II, 1; 408
—, лабораторное оборудование . . . II, 2; 350
— литиевых руд . . . II, 1; 423
— марганцевых руд . . . II, 1; 434
— медно-никелевых руд . . . II, 1; 404
— медно-свинцовых руд . . . II, 1; 407
— медно-сульфидных руд . . . II, 1; 397
— медно-цинко-пиритных руд . . . II, 1; 401, 405
— молибденовых и висмутсодержащих руд . . . II, 1; 411
— мышьяксодержащих руд . . . II, 1; 408
— полевошпатовых пород, режим . . . II, 1; 426
— полиметаллических руд . . . II, 1; 398
— растворимых солей . . . II, 1; 429
—, разрушение пены . . . II, 1; 437
— редкоземельных руд . . . II, 1; 417
—, режимы . . . II, 1; 306
— ртутных руд . . . II, 1; 420
— серных руд . . . II, 1; 428
— силикато-флюоритовых руд . . . II, 1; 425, 426
— сурьмяных руд . . . II, 1; 420
— тальковых пород . . . II, 1; 427
— тантало-ниобиевых руд . . . II, 1; 414
— титановых руд . . . II, 1; 415
— ториевых руд . . . II, 1; 418
— урановых руд . . . II, 1; 418
— флюорито-баритовых руд . . . II, 1; 426
— флюоритовых руд . . . II, 1; 425
— фосфатных руд . . . II, 1; 424
— хромитовых руд . . . II, 1; 434
— цветных металлов . . . II, 1; 396
— циркониевых руд . . . II, 1; 417
— шламов . . . II, 1; 435
Флотируемость минералов естественная . . . II, 1; 268

Х

Характеристика крупности, графическое изображение . . . I; 16
— —, диаметр частиц, коэффициент сферичности и изометричности . . . I; 23
— —, материала типовая, универсальная . . . I; 17, 21
— —, уравнения характеристики крупности материала . . . I; 20
— —, условный и средний диаметр частиц . . . I; 22, 24
Хвосты (отходы), определение . . . I; 11

Ц

Центрифуги, принцип действия, характеристика . . . I; 291
Цианирование золотосодержащих руд . . . II, 2; 160—162

Ш

Шкала классификации, модуль . . . . . I; 13
— для построения характеристик крупности (линейная, логарифмическая, полулогарифмическая, двойная логарифмическая) . . . . . I; 18, 19
— Тейлора . . . . . I; 10
Шлюз автоматический ША-1, многодечный . . . . . II, 1; 94
— винтовой . . . . . II, 1; 110
— ВШШ-1, вибрационный . . . . . II, 1; 97
— ворсистый . . . . . II, 1; 94
— двухдечный, непрерывного действия . . . . . II, 1; 94
— ленточный . . . . . II, 1; 96
— неподвижный, гидравлический . . . . . II, 1; 92
—, общие сведения . . . . . II, 1; 90
—, подшлюзки . . . . . II, 1; 92
—, покрытия . . . . . II, 1; 91
—, технологические параметры . . . . . II, 1; 96

Э

Экспресс-лаборатории . . . . . II, 2; 436
Электризация (зарядка) минералов . . . . . II, 1; 233
Электрическая классификация материала по крупности . . . . . II, 1; 256, 257
— сепарация (обогащение), процесс, диэлектрическая проницаемость минералов . . . . . II, 1; 232, 234, 237
— — известковых песков . . . . . II, 1; 265
— —, кварцевые руды . . . . . II, 1; 265
— —, область применения . . . . . II, 1; 232, 265
— —, оборудование . . . . . II, 1; 246
— —, перспективы развития . . . . . II, 1; 265
— —, пироэлектрическая, процесс . . . . . II, 1; 232
— —, подготовка к процессу . . . . . II, 1; 243
— —, полевошпатовых пород . . . . . II, 1; 264
— — при доводке магнетито-гематитового концентрата . . . . . II, 1; 262
— — при доводке фосфатного концентрата . . . . . II, 1; 265
— —, стадии процесса . . . . . II, 1; 232
— —, трибоэлектрическая (или трибоэлектростатическая) . . . . . II, 1; 232, 233
— — по электропроводимости . . . . . II, 1; 232, 234, 237
Электрические силы при сепарации . . . . . II, 1; 240
Электроды стеклянные . . . . . II, 2; 403
Электроклассификатор коронный, барабанного типа . . . . . II, 1; 247
— — камерного типа . . . . . II, 1; 257
Электронно-вычислительные машины . . . . . II, 2; 433
Электропроводность минералов . . . . . II, 1; 232
Эмиссионный метод обогащения естественно-радиоактивных руд . . . . . II, 2; 45

СПРАВОЧНИК
ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД

Т. 3

Редакторы издательства *И. Т. Бащенко, Н. Д. Балашова*
Художник *В. Н. Тихунов*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технический редактор *А. Е. Матвеева*
Корректор *С. А. Аникина*

Сдано в набор 4/XII 1973 г.
Подписано в печать 14/V 1974 г.
Т-10028. Формат 70 × 100¹/₁₆.
Бумага № 1. Печ. л. 23,5.
Усл. печ. л. 33,15.
Уч.-изд. л. 37,14. Тираж 9000 экз.
Заказ № 702/1834-11. Цена 2 р. 32 к.

Издательство «Недра», 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, д. 1/19

Ленинградская типография № 6
«Союзполиграфпрома»
при Государственном комитете
Совета Министров СССР
по делам издательств, полиграфии
и книжной торговли.
190006, г. Ленинград, Московский пр., 91.

ИСПРАВЛЕНИЯ И ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Колонка, № табл.	Строка	Напечатано	Следует читать
			Том первый	
18	Правая	1 снизу	52	40
47	»	23 »	скарна	скрапа
397	»	7 »	0,18	0,28
»	»	8 »	18	28
			Том второй, часть первая	
30	Табл. 17, графы 1—4	1 снизу	5,2 | 12,4 | 2,4—4,4 | 0,7—0,12	0,52 | 3,4 | ~1 | ~0,2
283	Левая	23 сверху	171, 172	271
354	Табл. 149, графа 1	11 снизу	$м^3 \cdot ч$	$м^3 \cdot ч$ (в цикле основной и контрольной флотации)
»	Табл. 149, графы 8—9	9 »	0,0378 | 0,042	0,0378 (Pb цикл) | 0,042 (Zn цикл)
386	Правая	15 »	медных фабриках	медной фабрике
440	Левая	4 »	агрегатов	реагентов
			Том второй, часть вторая	
58	Левая	1 снизу	во	воздушный кран
143	»	10 сверху	199	110, 199
153	»	13 снизу	143	147
157	»	12 »	274, 281	197
185	»	27 сверху	125	250
191	Правая	4 »	12, 18	181, 315
270	»	2 сверху	«Кобе стил» введена	«Кобе стил», введена
280	Левая	2 снизу	199	95
287	»	19 сверху	66	65