МИНИСТЕРСТВО ПРОМЫШЛЕННОСТИ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ СССР

ГЛАВНИИПРОЕКТ

Всесоюзный государственный институт по проектированию предприятий нерудной промышленности
Союзгипронеруд

Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт по проблемам добычи, транспорта и переработки минерального сырья в промышленности строительных материалов
ВНИПИИстромсырье

Утверждены Министерством промышленности строительных материалов 30.12.75 г. по согласованию с Госстроем СССР 07.04.75 г. № АБ — 1493 — 20/12

Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов

ЛЕНИНГРАД
СТРОЙИЗДАТ. ЛЕНИНГРАДСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ, 1977

УДК 622.35.01.001.2(083.74) : 691.2.002

Составители: В. Ш. Абрамсон, В. С. Аксенов, И. К. Андроников, Н. Н. Арнольд, В. Г. Бальков, Р. Л. Бернштейн, Ю. Х. Берхман, К. С. Бассоло, К. С. Бессмертный, П. П. Бойко, С. И. Варламов, Ю. М. Вороненков, А. Д. Гдалин, Н. В. Голубева, В. Г. Гуревич, Х. С. Девлет-Кильдиев, К. Л. Ещеркин, М. А. Жуков, Е. П. Жарницкий, А. В. Зезюкин, Н. И. Зайцев, А. К. Карасев, Л. И. Корман, В. А. Кубышкин, А. И. Кузьмин, М. Е. Культэ, В. Г. Курлов, И. Е. Лебедев, И. М. Лерман, Е. П. Литвинов, А. А. Лиман, Б. М. Маркарян, Л. В. Махина, М. Л. Митряшин, М. Г. Михальченко, Г. С. Михайлов, Б. Г. Моканков, Н. С. Никульченко, Н. А. Окунев, Н. А. Орлов, А. З. Розенберг, З. З. Рачинский, Г. И. Сидоренко, Т. Н. Скворцова, А. В. Степанов, А. В. Стрельский, А. П. Сапожникова, Н. И. Севастьянова, В. И. Туржицкий, И. А. Тюрина, Д. И. Терехов, Р. М. Финко, Ф. И. Фишкин, Н. С. Филимонов, Б. С. Фрейдина, М. И. Хрусталев, С. И. Чуфистов, Ф. Ф. Шаненко, Б. П. Юфит, Н. М. Юдин, Л. В. Якунова.

Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Л., Стройиздат, Ленингр. отд-ние, 1977, 368 с. (Всес. гос. ин-т по проектир. предпр. нерудной пром-ти, Всес. науч.-исслед. и проектно-изыскат. ин-т по проблемам добычи, транспорта и перераб. минерального сырья в пром-ти строит. мат-ов) Сост.: В. Ш. Абрамсон, В. С. Аксенов, И. К. Андроников и др.

Выпущено по заказу Всесоюзного государственного института по проектированию предприятий нерудной промышленности.

Н $\frac{30204—091}{047(01)—77}$ Зак. изд.

ВВЕДЕНИЕ

Основой для разработки норм технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов послужили:

номенклатура норм, утвержденная Министерством промышленности строительных материалов СССР 22.05.73 г.;

«Инструкция о порядке разработки новых и пересмотра действующих норм технологического проектирования» СН 470—75, утвержденная постановлением Госстроя СССР от 14.03.75 г. № 33;

указания Министерства промышленности строительных материалов СССР о повышении технического уровня предприятий;

опыт применения действовавших до настоящего времени Норм (утвержденных Министерством промышленности строительных материалов СССР 27.08.66 г.) при проектировании предприятий промышленности нерудных строительных материалов;

решение коллегии Министерства промышленности строительных материалов СССР от 21.01.70 г. № 3 об увеличении сменности работы предприятий нерудных строительных материалов;

нормативные материалы институтов Союзгипронеруд, ВНИПИИстромсырье, ВНИИнеруд, Гипроруда, Центргипрошахт, Механобр;

данные научно-исследовательских тем институтов ВНИИнеруд, ВНИИжелезобетон, Гипроникель, Гипроруда, Механобр и других;

сведения, полученные непосредственно с передовых предприятий промышленности нерудных строительных материалов, а также литературные данные о деятельности таких предприятий;

сведения о работе предприятий промышленности нерудных строительных материалов в зарубежных странах.

В нормах технологического проектирования отражены новейшие достижения науки и техники в области как горных работ, так и технологии переработки. Даны рекомендации о применении наиболее перспективных видов и способов добычи и переработки нерудных строительных материалов.

Нормы технологического проектирования содержат три части: общие положения; предприятия с экскаваторным способом разработки месторождений; гидромеханизированные предприятия. Этими частями охвачены:

общие положения, характерные для проектирования предприятий нерудных строительных материалов;

разработка открытым способом месторождений камня, гравийно-песчаной массы и песка как при экскаваторной, так и при гидромеханизированной добыче сырья, в том числе вопросы рекультивации;

технологический транспорт (карьерный и внутризаводской);

щебеночные, гравийно-песчаные и песчаные заводы;

объекты электроснабжения в объеме, отражающем специфику проектирования предприятий нерудных строительных материалов;

автоматизация технологического процесса;

ремонтное и вспомогательное хозяйство;

основные технико-экономические показатели.

Нормативные данные, приведенные:

в части первой, главах 3, 6, 12, 14—20 части второй, распространяются на проектирование гидромеханизированных предприятий;

в главах 24—26 части третьей,— на проектирование предприятий с экскаваторным способом разработки месторождений;

в части третьей,— на проектирование вскрышных работ, выполняемых средствами гидромеханизации, и на проектирование хвостового хозяйства щебеночных, гравийно-песчаных и песчаных заводов.

Министерство промышленности строительных материалов СССР	Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов	Взамен Норм технологического проектирования, утвержденных Министерством промышленности строительных материалов СССР 27.08.66 г.

Часть первая. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Глава 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ

1.1. Настоящие нормы технологического проектирования (НТП) распространяются на предприятия по добыче и переработке нерудных строительных материалов как экскаваторным, так и гидромеханизированным способом разработки месторождений независимо от их ведомственной принадлежности.

1.2. По характеру производства и основным видам выпускаемой продукции предприятия промышленности нерудных строительных материалов именуются: щебеночными, гравийно-песчаными и песчаными заводами.

1.3. Готовой продукцией указанных заводов является щебень, гравий и песок для всех видов строительных работ, удовлетворяющих требованиям ГОСТ: 8267—75, 10260—74, 8268—74, 17539—72, 8736—67 и для отдельных видов работ по ГОСТ 10268—70, 4797—69, 8424—72, 9128—67, 7392—70, 7393—71, 7394—70.

1.4. В качестве исходного сырья для предприятий нерудных строительных материалов используются горные породы:

магматические (изверженные) — граниты, сиениты, диориты, гранодиориты, габбро (глубинные); порфириты, диабазы, трахиты, андезиты, базальты (излившиеся);

метаморфические — кварциты, амфиболиты, гнейсы, мраморы;

осадочные — известняки, доломиты, песчаники, а также гравий и песок гравийно-песчаных и песчаных месторождений.

Породы должны удовлетворять требованиям ГОСТов в зависимости от назначения готовой продукции.

1.5. НТП предполагается обязательное комплексное исследование горных пород (полезных ископаемых, вмещающих и покрывающих пород), позволяющее проектировать комплексное их использование при эксплуатации месторождения и утилизацию отходов, что будет способствовать улучшению технико-экономических показателей предприятия, а также охране природы.

Внесены Всесоюзными институтами Союзгипронеруд и ВНИПИстромсырье	Утверждены Министерством промышленности строительных материалов СССР 30.12.75 г.	Срок введения в действие 01.01.77 г.

1.6. НТП являются руководящим материалом при проектировании вновь строящихся, а также при реконструкции и расширении действующих предприятий промышленности нерудных строительных материалов и должны служить задачам дальнейшего повышения технического уровня отрасли.

1.7. НТП предусматривают соблюдение всех действующих нормативных документов (СНиП, СН, правил безопасности, правил технической эксплуатации, инструкций и других), утвержденных Госстроем СССР, Госгортехнадзором, министерствами и другими ведомствами и обязательных для предприятий промышленности нерудных строительных материалов.

1.8. Область применения способа разработки месторождений средствами гидромеханизации:

частично или полностью обводненные гравийно-песчаные и песчаные месторождения;

съем пород вскрыши на месторождениях, разрабатываемых экскаваторным способом, при технической возможности и экономической целесообразности организации водоснабжения и размещения гидроотвалов.

Глава 2. РЕЖИМ РАБОТЫ ПРЕДПРИЯТИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ МОЩНОСТИ

2.1. РЕЖИМ РАБОТЫ И ГОДОВОЙ ФОНД РАБОЧЕГО ВРЕМЕНИ

2.1.1. Режим работы щебеночных и гравийно-песчаных заводов с экскаваторным способом разработки месторождений принимается круглогодовой; сезонный режим допускается как исключение и должен быть обоснован проектом.

2.1.2. Режим работы песчаных и всех гидромеханизированных заводов принимается, как правило, сезонный; круглогодовой режим обосновывается проектом.

2.1.3. Суточный режим работы предприятий, как правило, принимается трехсменный; изменение режима обосновывается проектом.

2.1.4. Годовой фонд рабочего времени при трехсменном режиме и пятидневной рабочей неделе с двумя совмещенными выходными днями принимается по табл. 1.

Таблица 1

Годовой фонд рабочего времени

Показатели	Единица измерения	Количество
Продолжительность смены	ч	8
Число рабочих смен в неделю	смена	15
Годовой фонд рабочего времени	ч	6075

2.1.5. Режим работы складов по отгрузке готовой продукции принимается круглогодовой без выходных дней, трехсменный.

2.1.6. При сезонном режиме работы предприятий число рабочих дней в году устанавливается по климатическим данным района размещения предприятия исходя из непрерывной рабочей недели; ориентировочное число рабочих дней принимается в зависимости от температурной зоны.

Температурная зона по ЕНВ 1971 г.	Вне зоны	1	2	3	4	5	6	Вне зоны
Ориентировочное число дней	260	230—260	190—230	170—190	150—170	135—150	125—135	100—125

Годовой фонд рабочего времени определяется за вычетом времени, необходимого для проведения планово-предупредительных ремонтов (без учета средних и капитальных ремонтов).

2.1.7. Фонд чистого времени работы оборудования предприятий определяется исходя из годового фонда рабочего времени с учетом коэффициентов использования оборудования во времени ($K_в$), определяемого по табл. 52, при экскаваторном способе разработки месторождений; для гидромеханизированных предприятий $K_в$ принимается в зависимости от содержания гравия в гравийно-песчаной массе:

Содержание гравия, %	До 5	5—20	20—40	40—60
Значение коэффициента $K_в$	0,70	0,65	0,60	0,52

При содержании гравия более 60% коэффициент использования оборудования обосновывается проектом на основании практических данных аналогичных действующих предприятий.

2.1.8. Режим работы карьера как с экскаваторным, так и с гидромеханизированным способом разработки месторождений должен быть, как правило, синхронным с режимом работы завода. Независимый режим работы карьера и завода с организацией промежуточного склада горной массы или промежуточного продукта после дробления обосновывается проектом.

2.1.9. Режим вскрышных работ на карьерах определяется объемами работ и применяемым оборудованием и может быть сезонным и круглогодовым, в одну, две или три смены. При использовании оборудования непрерывного (поточного) действия, а также скреперов и бульдозеров вскрышные работы выполняются сезонно.

2.1.10. При проектировании гидромеханизированных предприятий с разрывом технологической цепи между карьером и

заводом следует принимать для завода сезонный режим работы при непрерывной рабочей неделе в три смены, продолжительностью 8 ч, с коэффициентом использования оборудования в соответствии с табл. 52.

2.1.11. При проектировании гидромеханизированных предприятий с сезонной работой карьера и круглогодовой работой завода с разрывом технологической цепи между карьером и заводом фонд рабочего времени завода принимается по табл. 1.

2.2. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ МОЩНОСТИ

2.2.1. Рекомендуемый ряд мощностей предприятий промышленности нерудных строительных материалов приведен в табл. 2.

2.2.2. На месторождениях с ограниченными запасами допускается при соответствующем технико-экономическом обосновании организация карьера с передвижными или сборно-разборными установками производительностью меньшей, чем это указано в табл. 2.

Таблица 2

Рекомендуемый ряд производственных мощностей

Наименование завода	Перерабатываемое сырье	Готовая продукция	Мощность завода, тыс. м³ в год
Щебеночные	Прочные изверженные и метаморфические породы	Щебень	700, 1000 и 2000
То же	Прочные однородные карбонатные породы	»	1000 и 1500
Гравийно-песчаные:			
с экскаваторным способом добычи	Гравийно-песчаная масса с содержанием гравия и валунов 50%	Щебень, гравий, песок	700 и 1400
гидромеханизированные	Гравийно-песчаная масса	То же	600, 1200 и 2000

Примечания: 1. Приведенные мощности при конкретном проектировании могут корректироваться в зависимости от коэффициентов использования рабочего времени оборудования, прочности перерабатываемых пород и выхода готовой продукции.

2. Мощности заводов с гидромеханизированным способом добычи сырья исчислены исходя из производительности добычного оборудования.

2.2.3. Минимальным сроком существования постоянно действующего предприятия следует считать 25 лет. Проектирование предприятий, обеспеченных запасами сырья на меньший срок, может быть допущено только после соответствующего технико-экономического обоснования.

2.2.4. Срок существования предприятий с передвижными и сборно-разборными установками определяется их назначением.

Часть вторая. ПРЕДПРИЯТИЯ С ЭКСКАВАТОРНЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава 3. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ КАРЬЕРОВ

3.1. РАЗВЕДАННЫЕ БАЛАНСОВЫЕ ЗАПАСЫ

3.1.1. Проектирование разработки месторождения допускается только при наличии отчета о геологоразведочных работах, составленного в соответствии с действующими инструкциями, и протокола ГКЗ (ТКЗ) об утверждении запасов.

3.1.2. Соотношение категорий разведанных балансовых запасов полезных ископаемых, допускаемое для обоснования проектирования и выделения капиталовложений в строительство горнодобывающих предприятий нерудных строительных материалов, приведено в табл. 3.

Таблица 3

Соотношение разведанных запасов

Группа месторождений различного строения	В % от суммарных запасов категорий $A + B + C_1$		
	$A + B$, не менее	в том числе A	C_1
Простого	30	10	70
Сложного	20	—	80
Очень сложного	—	—	100

Примечание. Выписка из классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых, утвержденной председателем ГКЗ при Совете Министров СССР 05.09.60 г.

3.1.3. Возможность проектирования и строительства горнодобывающих предприятий при наличии меньших количеств запасов категории А и В против запасов, указанных в табл. 3, устанавливается ГКЗ (ТКЗ) при их утверждении.

3.1.4. При проектировании горнодобывающих предприятий для определения возможных перспектив их развития в дальнейшем

и с целью более полного использования минеральных ресурсов должны учитываться запасы категории C_2 и забалансовые запасы.

3.2. ПРОЕКТНЫЕ ПОТЕРИ И ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

3.2.1. Потери полезного ископаемого рассчитываются в соответствии с «Отраслевой инструкцией по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче» (ВНИИнеруд, 1974).

Потери полезного ископаемого определяются по двум классам:

I — общекарьерные потери;

II — эксплуатационные потери.

3.2.2. Общекарьерные потери — часть балансовых запасов, теряемых в охранных целиках капитальных горных выработок, зданий, технических и хозяйственных сооружений, обеспечивающих нормальную и эффективную деятельность предприятия.

Запасы под зданиями, техническими и хозяйственными сооружениями, не относящимися к предприятию, а также запасы под водоемами, водоносными горизонтами, заповедными и другими зонами к общекарьерным не относятся и в процессе проектирования подлежат переводу в забалансовые запасы.

3.2.3. Эксплуатационные потери — часть балансовых запасов, теряемых в процессе эксплуатации карьера.

Эксплуатационные потери подразделяются на две группы.

Группа 1. Потери полезного ископаемого в массиве (в целиках) — в бортах карьера, в выработанном пространстве карьера, в местах выклинивания и сложной конфигурации залежи, у границ геологических нарушений.

Таблица 4

Нормируемые эксплуатационные потери второй группы, %

Наименование потерь	Месторождения	
	камня	песчано-гравийные и песчаные
Потери полезного ископаемого из-за взрывных работ:		
при четырех и более добычных уступах	0	—
то же, при двух-трех	0,25	—
то же, при одном	0,5	—
Потери на транспортных путях от карьера до завода	0,25—0,5	0,5—1,0

Примечание. Потери при взрывных работах на косогоре определяются проектом.

Группа 2. Потери отделенного от массива полезного ископаемого — при выемке совместно с вмещающими (вскрышными) породами, в местах погрузки, разгрузки, складирования, при транспортировании, при ведении взрывных работ.

3.2.4. Промышленные (извлекаемые при добычных работах) запасы полезного ископаемого определяются путем вычитания из общего объема балансовых запасов общекарьерных потерь, эксплуатационных потерь первой группы, а также потерь второй группы при выемке сырья совместно с вмещающими породами.

3.2.5. Эксплуатационные потери второй группы при погрузочно-разгрузочных работах, при транспортировании и складировании учитываются в расчете производительности карьера по отгрузке сырья. Потери из-за взрывных работ учитываются в годовых объемах обуриваемой и взрываемой горной массы.

3.2.6. Нормативные эксплуатационные потери приведены в табл. 4. Остальные виды эксплуатационных потерь и общекарьерные потери определяются проектом в зависимости от конкретных геологических и горнотехнических условий разработки месторождений.

3.3. СТЕПЕНЬ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ ЗАПАСОВ

3.3.1. По степени подготовленности к добыче запасы полезного ископаемого разделяются на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке (рис. 1):

вскрытыми считается часть промышленных запасов, на площади которой удалены вскрышные породы, а на отметку откаточного горизонта пройдена въездная траншея, обеспечивающая транспортную связь его с поверхностью;

к запасам, готовым к выемке, относятся запасы из числа вскрытых, выемка которых возможна без нарушения правил технической эксплуатации и правил безопасности, с соблюдением установленных размеров предохранительных и откаточных берм, рабочих площадок и полноты выемки по высоте и ширине каждого уступа;

к подготовленным относятся запасы на нижележащих уступах, выемка которых возможна после отработки готовых к выемке запасов на первом (вышележащем) уступе.

Таблица 5

Нормативное количество готовых к выемке запасов

Режим вскрышных работ	Период вскрышных работ	Количество запасов на срок в месяцах (не менее)
Круглогодовой	—	3
Сезонный	К началу сезона	2
	К концу сезона	Продолжительность сезонного перерыва + 2 месяца

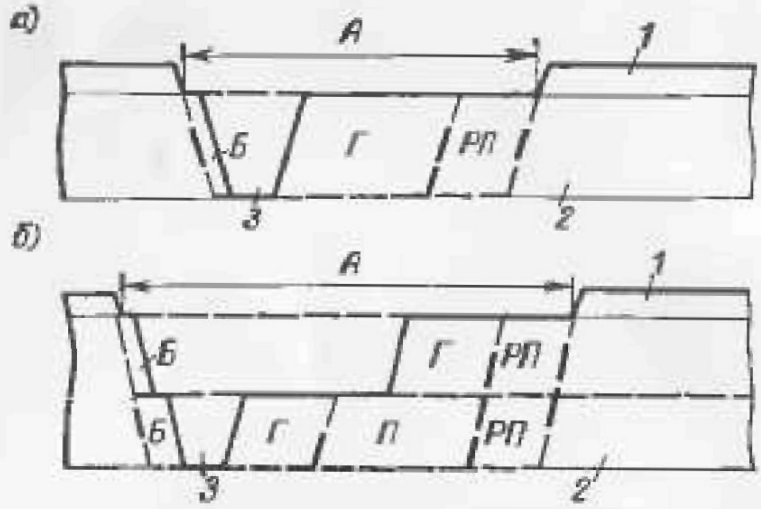


Рис. 1. Схемы классификации запасов по степени их подготовленности к добыче

а — при одном добычном уступе; *б* — при двух и более добычных уступах; *А* — запасы вскрытые; *П* — подготовленные; *Г* — готовые к выемке; *РП* — временных целиках под рабочими площадками; *Б* — в бермах (эксплуатационные потери в бортах карьера); *1* — вскрышные породы; *2* — полезное ископаемое; *3* — разрезная траншея

3.3.2. Каждый карьер должен иметь готовые к выемке запасы; количество готовых к выемке запасов в карьере, в зависимости от объема добычи в очередном году, а также от режима и схемы производства вскрышных работ, определяется:

при транспортной схеме производства вскрышных работ — данными табл. 5;

при бестранспортной схеме — принятыми параметрами разработки.

Примечание. Объем готовых к выемке запасов при круглогодовой разработке песчано-гравийных и песчаных месторождений в суровых климатических условиях определяется проектом в зависимости от принятой технологии работ по предупреждению смерзания полезного ископаемого или ликвидации его последствий.

3.4. СОСТАВ ГОРНО-КАПИТАЛЬНЫХ РАБОТ

3.4.1. В состав горно-капитальных работ включаются:

работы, производимые до ввода карьера в эксплуатацию: осушение месторождения или его части, проходка нагорных канав и водоотводных траншей, рубка леса и корчевка пней на площади горно-капитальных работ, подготовка отвалов первой очереди, строительство откаточных автодорог;

вскрышные работы в объеме, обеспечивающем готовые к выемке запасы на сроки, указанные в табл. 5;

проходка въездных (выездных) траншей (полутраншей) в контуре или вне контура карьерного поля, а также разрезных траншей по полезному ископаемому на длину, обеспечиваю-

щую нормальные эксплуатационные и транспортные условия;

работы по транспортировке и размещению вскрышных пород и попутно добываемого полезного ископаемого при производстве горно-капитальных работ;

работы по снятию и размещению почвенно-растительного слоя;

работы по рекультивации земель, нарушенных в период строительства карьера временными выработками, транспортными коммуникациями и отвалами, не используемыми в процессе дальнейшей эксплуатации предприятия;

работы по предотвращению эрозии грунтов в откосах горных выработок, отвалов и дорог.

3.4.2. Горно-подготовительные работы, осуществляемые после освоения проектной производительности карьера, выполняются за счет эксплуатации.

3.4.3. Для реконструируемых и расширяемых карьеров в состав горно-капитальных работ включается объем вскрыши, соответствующий только приросту производительности карьера по добыче полезного ископаемого.

3.4.4. Для карьеров небольшой мощности при условии обеспечения их производительности одним добычным экскаватором допустимо включение в состав горно-капитальных работ только первоначальных рабочих площадок, обеспечивающих нормальное размещение горного оборудования и разворот автосамосвалов (см. 4.1.4.).

3.4.5. При проектировании нескольких карьеров, вводимых в эксплуатацию параллельно или последовательно, объем горно-капитальных работ должен определяться для каждого карьера в соответствии с 3.4.1. В этих случаях допустимо выполнение за счет эксплуатации некоторых работ, связанных со вскрытием и подготовкой последовательно осваиваемых участков или месторождений.

3.4.6. Каждый конкретный случай отклонений от состава горно-капитальных работ, указанного в 3.4.1, должен быть обоснован проектом.

3.4.7. Горно-капитальные работы рекомендуется выполнять оборудованием, запроектированным для разработки месторождения.

При подрядном способе производства горно-капитальных работ метод их выполнения и тип горного и транспортного оборудования, применяемый при проходке траншей, необходимо определять с учетом оснащенности субподрядной строительной организации, осуществляющей горно-капитальные работы.

3.4.8. Объем горно-капитальных работ определяется в отдельности для каждой категории грунтов, встречающейся при проходке горно-капитальных выработок, с учетом условий осуществления выемки грунтов, дальности их транспортировки и способа отвалообразования.

Глава 4. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

4.1. ПАРАМЕТРЫ ВЪЕЗДНЫХ И РАЗРЕЗНЫХ ТРАНШЕЙ И ПЕРВОНАЧАЛЬНЫХ ПЛОЩАДОК

4.1.1. Ширина основания въездных траншей и полутраншей в зависимости от применяемого вида транспорта принимается по табл. 6, 7 и 8, составленным с учетом СНиП II-46—75, II-Д.5—72 и СН 449—72.

Таблица 6

Ширина основания однопутных въездных траншей на прямолинейных участках железнодорожного пути колеи 1520 мм

Вид пород	Ширина траншеи, м	
	с кюветами	с лотками
Скальные	10	—
Скальные легковыветривающиеся	14	12
Рыхлые и мягкие	14	12
При замене основания дренирующим грунтом	17	14

Примечания:

1. Ширина траншей определена с учетом требований СНиП II-46—75 «Промышленный транспорт. Нормы проектирования» и СН 449—72 «Указания по проектированию земляного полотна железных и автомобильных дорог» для скорости движения до 40 км/ч.

2. Ширина двухпутных траншей определяется путем увеличения значений, приведенных в таблице, на величину расстояния между осями путей.

3. В скальных породах ширина основания въездных траншей должна корректироваться по табл. 8 в соответствии с типом экскаватора, применяемого на их проходке.

Таблица 7

Ширина основания прямолинейных участков въездных траншей и полутраншей для автомобильного транспорта, м

Вид пород	Однополосное движение			Двухполосное движение		
	МАЗ-503Б КрАЗ-256Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548	МАЗ-503Б КрАЗ-256Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548
Рыхлые и мягкие	16,5 / 16,5	18,0 / 18,0	19,5 / 19,5	18,5 / 18,5	21,0 / 21,0	22,5 / 22,5
Скальные	14,0 / 15,5	15,5 / 16,5	17,5 / 18,5	16,0 / 17,5	18,5 / 19,5	20,5 / 21,5

Примечания: 1. В знаменателе приведена ширина основания полутраншей, в числителе — траншей.

2. Ширина основания дана с учетом устройства канав и ограждающего вала. При устройстве лотков ширина основания траншей и полутраншей принимается по расчету в зависимости от конструкции лотков.

3. Ширина основания на криволинейных участках рассчитывается по СНиП II-Д. 5—72.

4. При устройстве барьерного ограждения ширина полутраншеи может быть уменьшена на 1,7 м.

5. Ширина основания траншей в скальных породах должна корректироваться в соответствии с типом экскаватора, применяемого на их проходке (табл. 8).

4.1.2. Ширина основания въездной траншеи при расположении в ней железнодорожного пути и автодороги определяется расчетом.

Таблица 8

Ширина основания траншей в зависимости от типа экскаватора, применяемого на проходке траншей, м

Угол откоса борта траншеи, град	Тип экскаватора			
	Э-125Б	Э-2503	ЭКГ-4.6Б	ЭКГ-8и
35	8	10	10	12
45	9	10	11	14
50	10	11	12	15
60	10	12	14	17
70	11	13	15	19
80	12	15	17	20

Примечание. Угол откоса борта траншеи в рыхлых и мягких породах 35—45°, в скальных породах 45—60°.

Таблица 9

Ширина основания разрезных траншей в рыхлых и мягких породах, м

Автомобильный транспорт			Железнодорожный транспорт		
тип автосамосвала	ширина разрезной траншеи	ширина траншей при разработке первой заходки	вид тяги	ширина траншеи	
				один путь	два пути
МАЗ-503Б	15	24	Электровозная	10	15
КрАЗ-256Б	19	30	Тепловозная		
БелАЗ-540	15	26		8	12
БелАЗ-548	16	27			

Примечания. 1. Ширина основания траншей должна корректироваться по табл. 8 в соответствии с типом экскаватора, применяемого на их проходке.

2. При автотранспорте ширина траншей при разработке первой заходки обеспечивает нормальный разворот автосамосвалов.

4.1.3. Ширина основания разрезных траншей принимается по табл. 9 и 10.

4.1.4. Размеры первоначальных площадок в рыхлых породах принимаются для МАЗ-503Б не менее 30×30 м, для КрАЗ-256Б и БелАЗ-540 не менее 40×40 м, в скальных породах — соответственно 50×50 м и 60×60 м.

4.1.5. Углы откосов нерабочих бортов капитальных траншей и нерабочих уступов карьеров в мягких и рыхлых породах

Таблица 10

Ширина основания разрезных траншей в скальных породах, м

Высота уступа, м	Максимальная ширина первой заходки по целику, м	Автомобильный транспорт						Железнодорожный транспорт			
		однополосное движение			двухполосное движение			один путь		два пути	
		тип автосамосвала						вид тяги			
		КрАЗ-256Б МАЗ-503Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548	КрАЗ-256Б МАЗ-503Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548	электровозная	тепловозная	электровозная	тепловозная
6	6	18	19	20	22	24	25	17	16	22	20
8	8	20	21	22	24	26	27	19	18	24	22
10	10	23	24	25	27	28	29	22	21	27	25
12	12	25	26	27	29	31	32	24	23	29	27
15	12	27	28	29	31	33	34	26	25	31	29
18	12	30	31	32	34	35	37	29	28	34	32
20	12	32	33	34	36	38	39	31	30	36	34

Примечание. Ширина разрезной траншеи принята исходя из величины развала породы после короткозамедленного взрывания первой заходки, при условии сохранения транспортной полосы.

с учетом пригодности откосов для мероприятий по предотвращению эрозии грунтов (в град):

торф	30
растительный слой, чернозем	33
глинистые породы, суглинок средней плотности	30
плотные глины и суглинок, мергель средней плотности	40
песок:	
мелкий с примесью ила	25
» чистый	27
» плотно слежавшийся	30
средней крупности и крупный	33
гравелистые породы	33

Рекомендуемая

Тип экскаватора	Рыхлые породы	Скальные				
		Диаметр				
		105—125			150—170	
		Число				
		3	4	5	2	3
Э-1251Б	8	10—8	10—8	8	10—8	10—8
Э-2503	9	12—10	12—10	10—8	12—10	12—10
ЭКГ-4,6Б	10	—	15—12	12—10	15—12	12—10
ЭКГ-8и	13	—	—	—	20—18	20—18

При проектировании глубоких траншей или при наличии сложных гидрогеологических условий углы откосов должны определяться специальным расчетом. Углы откосов нерабочих бортов капитальных траншей в скальных породах принимаются по табл. 13.

4.2. ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

4.2.1. Высота уступа не должна превышать предельных значений, указанных в единых правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Рекомендуемая высота уступа при разработке рыхлых и скальных пород мехлопатами указана в табл. 11.

4.2.2. Углы откосов уступов в период разработки и погашения принимаются по табл. 12.

При определении углов откосов уступов в скальных породах должна учитываться нарушенность массива буровзрывными работами. Для обеспечения проектных углов откосов нерабочих уступов (при погашении) должно предусматриваться необходимое оборудование.

4.2.3. Угол откоса борта карьера принимается по табл. 13.

4.2.4. Ширина рабочих площадок рассчитывается в каждом конкретном случае в зависимости от вида применяемого горнотранспортного оборудования и технологии ведения горных работ (см. приложение II).

4.2.5. Ширина транспортных берм для постоянных внутрикарьерных путей определяется как сумма составляющих элементов.

Ширина проезжей части при автомобильном транспорте принимается по СНиП II-Д.5—72, при железнодорожном — по СНиП II-46—75.

Ширина обочин двухполосных дорог берется не менее 1,5 м, причем со стороны вышележащего откоса ширина должна

Таблица 11

высота уступа, м

породы						
скважины, мм						
	200—250			270—300		
рядов скважин						
1	2	3	4	2	3	4
—	—	10—8	—	—	—	—
10—8	—	12—10	8	—	—	—
12—10	15—12	12—10	10	15—12	12—10	10
18—15	20—18	18—15	15	20—18	18—15	15

Таблица 12

Углы откосов уступов, град*

Тип породы (факторы, определяющие угол откоса уступа)	Породы	Высота уступа, м	Уступ		
			Рабочий**	Нерабочий	
				одиночный	сдвоенный
Скальные (степень трещиноватости и форма отдельных блоков)	Крепкие песчаники, кварциты, известняки, изверженные породы прямоугольной отдельности размером более 500 мм	15—20	80	70—75	65—70
	Крепкие осадочные и метаморфические породы прямоугольной отдельности размером 300—500 мм и косоугольной — более 500 мм	15—20	70—75	60—65	57—60
	Крепкие породы интенсивной трещиноватости размером блоков 100—300 мм	15—20	65—70	55—60	52—57
Полускальные и выветрелые разности скальных (степень трещиноватости и выветрелости)	Песчаники, глинистые сланцы, аргиллиты	15—20	До 80	55—60	52—57
	Выветрелые интенсивно трещиноватые изверженные и рассланцованные породы	10—15	65—70	50—55	50—55
	Сильно выветрелые породы	10—15	55—60	45—50	45—50
	Хлоритовые, серицитовые и тальково-хлоритовые сланцы	10—15	50—55	40—45	40—45
Рыхлые осадочные и полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические (угол внутреннего трения и сцепление; обводненность)	Суглинки различного состава, полностью дезинтегрированные изверженные, глины, мел	10	55—60	40—55	35—40
		До 50	33—50	35—40	—
	Песчано-гравийные без глины	20—50	40—45	35—38	36
	То же, глинистые	10—50	35—55	40—45***	35—40
	Фильтрующие откосы песчаных глин и суглинков	10—20	30—50	20—25****	—
	Фильтрующие песчаные откосы на участке высачивания	—	12—18	20—25****	—

* Из двух значений углов откосов меньшее принимается для высоких уступов, большее — для уступов меньшей высоты.

** При разработке связных грунтов допускается угол откоса рабочего уступа до 80° при условии выделения у нижней бровки откоса резервной полосы, оборудованной предупредительными знаками. Ширина полосы определяется с учетом возможного обрушения (выполаживания) откоса.

*** При наличии песчаной пригрузки.

**** При наличии гравийной пригрузки.

Таблица 13

Углы откосов бортов карьеров, град

Характеристика пород по крепости	Угол откоса уступа при погашении работ, град	Глубина карьера, м, до			
		90	150	240	300
В высшей степени крепкие и очень крепкие, крупноблочные	75 и более	60—68	57—65	53—60	48—54
Крепкие и довольно крепкие, трещиноватые	65—75	50—60	48—57	45—53	42—48
Средней крепости, выветрелые, сильно трещиноватые	55—65	43—50	41—48	39—45	36—43
Довольно мягкие и мягкие	40—55	30—43	28—41	26—39	24—36
Мягкие и землистые	25—40	21—30	20—28	—	—

определяться с учетом устройства кювета (лотка), со стороны нижележащего откоса — с учетом устройства ограждения (породного вала). У однополосных дорог ширина обочин равна половине ширины полосы движения.

Ширина кювета по верху (с нагорной стороны) в скальных грунтах 1,2 м, в рыхлых — 2,2 м; в случае устройства лотков ширина их принимается в зависимости от конструкции лотков.

Ширина полки за кюветом (лотком) в скальных породах 0,5 м, в рыхлых 1,0 м.

Ширина полосы безопасности принимается в случае, если угол подгорного откоса больше угла устойчивого откоса. На кривых участках предусматривается уширение берм на величину уширения проезжей части, земляного полотна и междупутий в соответствии с СН 449—72.

Ширина берм и выемок под конвейеры определяется расчетом.

Ширина берм периодической механизированной очистки принимается не менее 8 м.

4.3. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПРИМЕНЕНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

4.3.1. В соответствии с горнотехническими условиями разработки проектируемых месторождений технология производства горных работ должна осуществляться по двум основным направлениям:

совершенствование цикличной технологии горных работ за счет применения нового высокопроизводительного оборудования;

внедрение циклично-поточной и поточной технологии горных работ.

Классификация технологических горнотранспортных схем разработки месторождений

Таблица 14

Элементы схем	Цикличная						Циклично-поточная											Поточная		
	Номера схем																			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Экскаватор: одноковшовый	*	*				*	*	*	*	*		*	*	*	*	*	*			
» роторный																		*		
» шагающий драглайн					*															
Колесный погрузчик			*								*									
Скрепер				*																
Землесос																			*	
Агрегат непрерывного действия для выемки и погрузки скальных пород																				*
Автотранспорт	*					*	*	*	*					*	*		*			
Узел перегрузки						*								*						
Железнодорожный транспорт		*				*										*				
Дробильное отделение							*	*	*											
Шламоприготовительное отделение															*	*				
Передвижной шламоприготовительный агрегат																	*			
Гидротранспорт															*	*	*		*	
Самоходный дробильный агрегат										*	*									
Бункер-питатель										*	*		*					*		*
Ленточный конвейер							*			*	*		*					*		*
Конвейерный поезд												*								
Трубопроводный капсульный транспорт									*					*						
Подвесная канатная дорога								*												
Завод или ПДСУ	*	*	*			*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*
Отвал	*	*	*	*	*								*					*	*	

4.3.2. При выборе схем предпочтение следует отдавать циклично-поточным и поточным схемам, обеспечивающим более высокую производительность труда и лучшие экономические показатели работы.

4.3.3. Из числа применяющихся и могущих найти применение технологических горнотранспортных схем (см. табл. 14) рекомендуются схемы 1, 2, 3, 5, 7, 10, 11, 13, 18, 19.

Глава 5. МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

5.1. ЭКСКАВАТОРНЫЕ РАБОТЫ

5.1.1. При проектировании экскаваторных работ следует пользоваться классификацией грунтов по трудности экскавации ЕНВ 1971 г.

5.1.2. Максимальная ширина заходки экскаватора типа механической прямой лопаты принимается равной:

для рыхлых и мягких пород — 1,5 радиуса черпания экскаватора на уровне стояния ($R_{ч.у}$);

для скальных пород, разрыхленных взрывом, при железнодорожном транспорте — 1,7 $R_{ч.у}$, а при автотранспорте — 1,6—1,7 $R_{ч.у}$.

5.1.3. Запас разрыхленной взрывом породы на один рабочий экскаватор принимается не менее чем на 10 суток работы.

Таблица 15

Минимальная длина фронта работ на экскаватор-механическую лопату, м

Вид транспорта	Вид пород	
	рыхлые и мягкие	скальные
Автомобильный	150	250
Железнодорожный	400	500
Конвейерный	По расчету	—

Примечание. Размещение на одном уступе более трех экскаваторов при автотранспорте и более двух при железнодорожном транспорте должно быть обосновано расчетами по организации горнотранспортных работ.

Таблица 16

Продолжительность межремонтного цикла K и количество суток простоев в ремонте n для экскаваторов

Марки экскаватора	K, маш.-ч	n, сутки
Э-1251Б, Э-1252Б	15 000	248
Э-2503	15 000	248
ЭКГ-4,6Б	16 800	305
ЭКГ-8И	16 800	410
ЭШ-6/45	16 800	305
ЭШ-10/70	18 000	445
ЭШ-15/90	20 000	650
ЭР-1250-17/1,5	16 800	305
ОШ-1600/110	16 800	305

5.1.4. Минимальная длина фронта работ на каждый рабочий экскаватор — механическую лопату с ковшом емкостью 2—5 м³ — при разработке уступов высотой 10—15 м принимается по табл. 15.

Для других типов экскаваторов и параметров уступов, а также при погрузке на конвейерный транспорт минимальная длина фронта работ определяется расчетом.

5.1.5. Сменная производительность экскаваторов определяется по методике, изложенной в «Единых нормах выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование», М., «Недра», 1971 и приведенной в приложении III.

5.1.6. Расчетное количество рабочих экскаваторов ($n_э$) определяется по формуле

$$n_э = (ПK_н)/(П_э K_и),$$

где $П$ — среднекалендарная производительность карьера по сырью в целике, м³ в смену;

$K_н$ — коэффициент неравномерности подачи транспорта; при автомобильном и железнодорожном $K_н = 1{,}1$, при конвейерном $K_н = 1{,}0$;

$П_э$ — производительность экскаватора, м³ в смену;

$K_и$ — коэффициент использования оборудования завода во времени, принимается по табл. 52.

Полученный результат по формуле округляется до большего целого числа.

5.1.7. Количество рабочих дней для одного экскаватора при круглогодовой работе определяется по формуле

$$a = (NK)/(K + mt),$$

где N — количество календарных дней в году за вычетом праздников, выходных дней и дней простоев по климатическим условиям; количество дней простоев по климатическим условиям для температурных зон 5, 6 и вие зон принимается до 15;

K — межремонтный цикл, маш.-ч;

m — количество суток простоев в ремонтах на протяжении полного ремонтного цикла;

t — количество часов работы экскаваторов в сутки.

Межремонтный цикл экскаваторов (продолжительность часов работы между капитальными ремонтами) и количество суток простоев в ремонтах (за полный цикл) принимаются по табл. 16.

5.1.8. Количество рабочих дней одного экскаватора при сезонной работе определяется продолжительностью сезона за вычетом дней технического обслуживания и текущих ремонтов. Капитальные ремонты должны предусматриваться в нерабочий период.

5.1.9. Количество резервных (подменных) экскаваторов определяется по формуле

$$n_р = n_э (N - a)/a.$$

Резерв не предусматривается для мощных шагающих драглайнов, роторных экскаваторов и при сезонной работе оборудования.

5.1.10. Численность парка экскаваторов должна быть увязана с требуемым в ряде случаев усреднением по качеству сырья, подаваемого на завод.

5.2. РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ СКРЕПЕРОВ, БУЛЬДОЗЕРОВ И РЫХЛИТЕЛЕЙ, ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

5.2.1. Производительность скреперов, бульдозеров и рыхлителей определяется по методикам, приведенным в приложениях IV, V, VI.

5.2.2. Количество резервных скреперов (бульдозеров, рыхлителей) принимается в размере 25% от числа рабочих машин (с округлением до целого в бо́льшую сторону).

5.2.3. Эффективная дальность транспортирования грунта скреперами:

Скреперы	Прицепные			Самоходные	
Емкость ковша, м³	3	6—7	8—10	8—10	15
Наибольшая эффективная дальность транспортирования, км	0,3	0,4	0,6	1,5	2,5

5.2.4. Наполнение ковша самоходного скрепера производится обязательно при помощи трактора-толкача. Ориентировочное количество скреперов, обслуживаемое одним трактором-толкачом:

Расстояние транспортирования, м	250	500	700	1000 и более
Число обслуживаемых скреперов	2	3	4	6

Для скреперов с ковшом емкостью 7—10 м³ следует применять тракторы-толкачи мощностью 130—180 л. с., а с емкостью ковша 15 м³ и более — 300 л. с. и более.

5.2.5. Количество бульдозеров для вспомогательных работ в карьерах принимается из расчета один бульдозер на каждый рабочий экскаватор. При размещении на фронте работ одного

уступа двух одноковшовых экскаваторов с ковшами емкостью до 5 м³ принимается один бульдозер на два экскаватора.

5.2.6. Безвзрывное рыхление скальных пород с помощью рыхлителей на базе мощных тракторов (300 л. с. и более) рекомендуется применять для пород с коэффициентом крепости $f=1\div3$ (независимо от трещиноватости); $f=4\div7$ (средне- и сильнотрещиноватые породы) и $f=8\div10$ (весьма сильнотрещиноватые породы). Оно наиболее эффективно при разработке маломощных слоев пород.

5.2.7. При механическом рыхлении слабо- и среднетрещиноватых пород применяется предварительное ослабление массива пород с помощью падающего груза (шар-бабы) массой до 10 т, навешиваемого на экскаватор или кран, или с помощью взрывания уменьшенных зарядов ВВ.

Ориентировочная производительность за 8-часовую смену крана (экскаватора) Э-10011 или Э-1252, оборудованного падающим грузом, при ослаблении среднетрещиноватых пород — 2000 м², слаботрещиноватых — 1300 м² и глубине эффективного ослабления массива 0,5—0,7 м.

При взрывном ослаблении массива в породах с временным сопротивлением сжатию 600—1000 кгс/см² ориентировочный удельный расход ВВ (аммонит № 6 ЖВ) может быть принят 0,10—0,25 кг/м³. Расчет параметров буровзрывных работ выполняется по формулам, приведенным в приложении VII, при условии взрывания рассредоточенных зарядов в скважинах диаметром 80—150 мм и заполнении скважин на 30—50% их вместимости.

5.2.8. Для обеспечения нормальной работы карьера в зимнее время должны проектироваться мероприятия по защите от снега, а также способы борьбы с промерзанием пород или оборудование для разработки мерзлых грунтов.

5.2.9. Оборка уступов предусматривается механизированным способом с помощью самоходных шарнирных гидроподъемников типа МШТС-2А (из расчета: одна машина МШТС-2А на 2—2,5 км суммарной протяженности фронта рабочих уступов).

5.2.10. На карьерах с интенсивным пылевыделением следует предусматривать оборудование для орошения экскаваторных забоев и конусов буровой мелочи около устьев скважин.

5.3. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

5.3.1. Расчетные параметры буровзрывных работ являются ориентировочными и подлежат уточнению в производственных условиях.

5.3.2. Выбор способа бурения производится по табл. 17, в зависимости от вида и группы (по ЕНиР 1974 г.) разрабатываемых пород.

Таблица 17

Рекомендуемые способы бурения

Группа пород по ЕНиР 1974 г.	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова f	Вид пород			
		мел, мергель, известняк, доломит	песчаник	изверженные породы	кварцит
IV—VI	1—4	ШН	—	—	—
VI—VII	3—6	ШР (ШН)	ШР	ШР	—
VIII	7—10	ШР	ШР	ШР (УВ)	ШР (УВ)
IX—X	9—15	ШР	УВ (ШР)	УВ (ШР)	УВ (О)
X—XI	12—20	—	УВ	УВ, ШР (О)	УВ (О)

Примечания: 1. Условные обозначения способов бурения: ШН — шнековый, ШР — вращательный, УВ — ударно-вращательный, О — огневой.

2. В таблице указаны предпочтительный (без скобок) и возможный (в скобках) способы бурения.

5.3.3. Сменная производительность буровых станков принимается по табл. 18 с учетом поправочных коэффициентов (табл. 19), а перфораторов — по табл. 20 с учетом поправочных коэффициентов.

Таблица 18

Производительность буровых станков за 8-часовую смену, м

Марка бурового станка	Диаметр долота (коронки), мм	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (f)							
		IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
1СБР-125	115	108	71	38	—	—	—	—	—
СВБ-2М	160	123	94	64	38	—	—	—	—
БТС-150	150	—	69	54	38	25	13	—	—
2СБШ-200	214	—	—	80	59	42	29	22	13
2СБШ-200	243	—	—	72	53	38	26	20	11
СБШ-250мн	243	—	—	—	—	47	31	24	19
СБШ-250мн	269	—	—	—	—	52	35	22	14
СБШ-320	320	—	—	—	—	—	47	32	25
БМК-4м	105	—	38	31	23	17	12	9	7
СБМК-5	105	—	43	33	25	19	13	10	8
БС-1М	250	40	32	25	19	14	10	6	4

5.3.4. Количество рабочих буровых станков (перфораторов) определяется как частное от деления сменного объема бурения на сменную производительность станка (перфоратора) с округлением до большего целого числа.

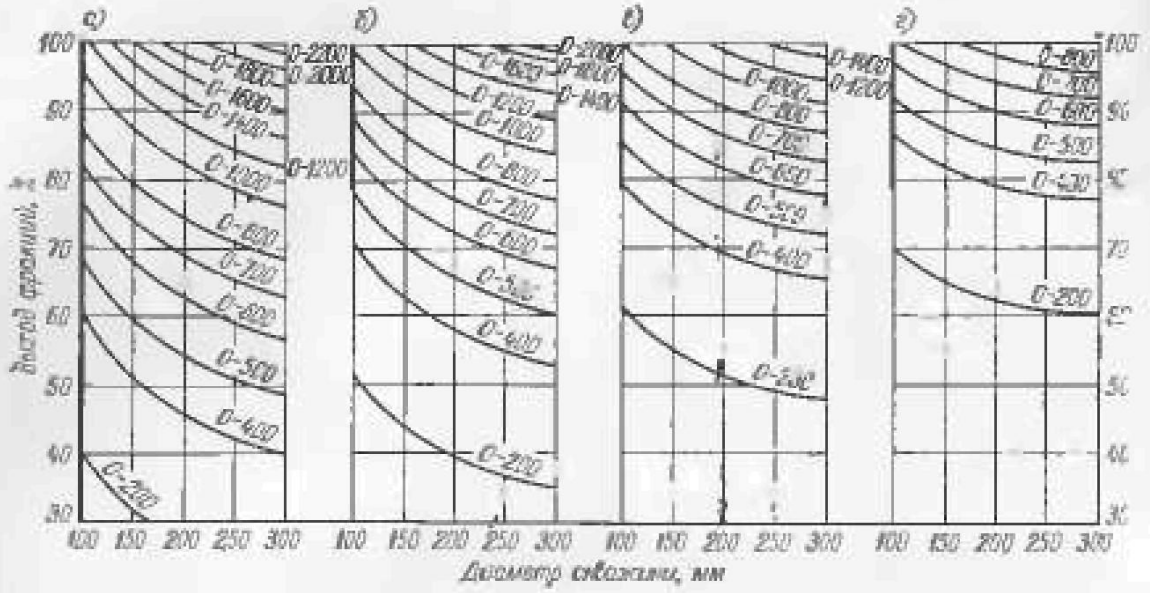


Рис. 2. Характеристики гранулометрического состава взорванной горной массы

а — IV категория трещиноватости пород (весьма крупноблочные); *б* — V категория (монолитные); *в* — III категория (крупноблочные); *г* — II категория (среднеблочные)

Для буровых станков и перфораторов, не оснащенных пылеподавляющими устройствами, необходимо предусматривать дополнительное оборудование для пылеподавления (пылеотсоса).

Таблица 19

Поправочные коэффициенты к нормативной производительности буровых станков

Тип бурового станка	Условия, на которые вводится поправочный коэффициент к нормативной производительности	Величина поправочного коэффициента
Шнековые	Бурение наклонных скважин	0,25
Шарошечные	Сильнотрещиноватые породы	0,95
	Бурение наклонных скважин	0,95
	Бурение обводненных скважин	0,95
	Подавление пыли воздушно-водяной смесью	0,8—0,95
Ударно-вращательные	Бурение наклонных скважин в породах группы (по ЕНиР 1974 г.):	
	VII—VIII	0,85
	IX—XI	0,95
	Бурение скважин глубиной более 15 м	0,9
	Сильнотрещиноватые породы	0,9
Ударно-канатные	Сильнотрещиноватые породы	0,85
	Бурение обводненных скважин (не менее 0,5 м от забоя скважины)	0,9
	Глубина скважин до 7 м	0,9

Примечание. При введении нескольких поправок коэффициенты перемножаются.

Таблица 20

Производительность перфораторов за 8-часовую смену (при бурении вертикальных шпуров диаметром 42 мм), м

Тип перфоратора	Глубина шпуров, м	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (I)							
		IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
ПР-20Л	До 2	67	57	49	40	30	25	19	14
ПР-25МВ	» 3	59	50	41	32	25	20	15	11
ПР-30В	» 3	69	59	47	40	32	25	20	14
	3,1—4	60	51	40	34	25	20	16	11
	4,1—5	53	45	36	30	22	18	14	10

Примечания: 1. Производительность рассчитана на бурение коронками и бурами, армированными пластинками твёрдого сплава.

2. При диаметре шпура, отличном от 42 мм, производительность умножается на поправочные коэффициенты:

Диаметр коронки (шпура), мм	22	24	26	28	30	32	34
Значение коэффициента	1,82	1,73	1,64	1,54	1,45	1,37	1,30

Диаметр коронки (шпура), мм	36	38	40	42	44	46	48	50
Значение коэффициента	1,21	1,12	1,06	1,0	0,94	0,89	0,85	0,81

3. При бурении горизонтальных шпуров учитывается понижающий коэффициент 0,77, а при бурении вертикальных шпуров с разметкой их по линии откола блока—0,92.

5.3.5. Количество резервных буровых станков и передвижных компрессоров принимается в размере 20% от количества рабочих станков (компрессоров) с округлением до большего целого числа. Количество резервных перфораторов принимается равным количеству рабочих перфораторов.

5.3.6. Расчет параметров буровзрывных работ производится по методике, приведенной в приложении VII.

5.3.7. Гранулометрический состав породы, разрыхленной взрывом, принимается по данным опытных взрывов или ориентировочно по характеристикам, приведенным на рис. 2.

Гранулометрический состав, принятый по характеристикам, должен корректироваться с учетом принимаемого в каждом конкретном случае предельного размера габаритного куска (см. 5.3.8.): суммарный процент классов крупности выше габарита пропорционально распределяется между классами крупности ниже габарита.

5.3.8. Предельно допустимый линейный размер габаритного куска $L_г$ устанавливается:

а) по емкости ковша экскаватора (E, м^3):

для карьерных экскаваторов $L_г = 0{,}7\sqrt[3]{E}$, м;

для строительных экскаваторов $L_г = 0{,}5\sqrt[3]{E}$, м;

б) по размеру загрузочного отверстия дробилки (A, мм) $L_г = 0{,}8 \div 0{,}85A$, мм;

в) по ширине ленты конвейера (B, мм) $L_г = 0{,}5B - 200$, мм (но не более размеров, предусмотренных в п. 12.1).

Негабаритным считается кусок, превышающий размером наименьшее из двух первых или трех приведенных значений.

5.3.9. Выход негабаритных кусков (в % к общему объему взорванной горной массы) принимается по данным опытных взрывов или ориентировочно по табл. 21, рассчитанной применительно к характеристикам состава горной массы, приведенным на рис. 2.

Таблица 21

Выход негабарита при короткозамедленном взрывании сплошных скважинных вертикальных зарядов, %

Диаметр скважин, мм	Размер негабаритного куска, мм, более	Категория массивов пород по трещиноватости (см. приложение 1)		
		I—II	III	IV—V
100—125	500	8	14	20
	700	2	5	14
	1000	—	2	4
	1200	—	1	2
150—180	500	10	17	23
	700	3	8	15
	1000	—	3	6
	1200	—	2	3
200—250	500	13	20	29
	700	5	12	19
	1000	2	5	9
	1200	1	4	6
260—320	500	14	22	32
	700	6	13	21
	1000	2	6	11
	1200	1	5	8

Примечания: 1. При других конструкциях зарядов данные таблицы умножаются на поправочные коэффициенты:

при рассредоточенных зарядах 0,7
» наклонных зарядах (скважинах) 0,8

2. При нескольких учитываемых факторах поправочные коэффициенты перемножаются.

5.3.10. Дробление негабарита рекомендуется «безразлетными» способами:

механическим — пневмобутобоями и падающим грузом, смонтированными на самоходном базовом агрегате — экскаваторе, тракторе и т. п. (для пород с коэффициентом крепости $f=12\div14$);

гидровзрывным — для изверженных пород с $f=10\div20$;

взрывным — накладными кумулятивными зарядами (для любых пород).

Рекомендации по расчету дробления негабарита приведены в приложении VII.

5.3.11. Механизированная зарядка скважин предусматривается на карьерах с годовой производительностью 300—900 тыс. м³ с помощью машин типа МЗС-1М, свыше 900 тыс. м³ — с помощью машин типа СУЗН-5А или агрегатов для приготовления и зарядки льющихся ВВ.

5.3.12. Целесообразность механизированной забойки скважин машинами должна обосновываться технико-экономическим расчетом.

5.3.13. Расходные и базисные склады взрывчатых материалов (ВМ) принимаются по действующим типовым проектам.

Емкость расходного склада определяется в объеме двухмесячной потребности карьера во взрывчатых материалах. Изменение емкости расходного склада, а также необходимость строительства базисного склада ВМ должны обосновываться проектом.

При механизированной зарядке скважин необходимо предусматривать на складах ВМ оборудование для приготовления ВВ и загрузки зарядных машин.

5.3.14. При проектировании буровзрывных работ (БВР), а также при выборе площадок и помещений (складов) для хранения ВМ необходимо устанавливать безопасные расстояния (радиусы опасных зон), регламентируемые «Едиными правилами безопасности при взрывных работах»:

по передаче детонации (склады ВМ);

по сейсмическому воздействию взрыва зарядов на охраняемые здания и сооружения (производство БВР);

по действию воздушной волны на промышленные и жилые здания и сооружения (склады ВМ и производство БВР);

по поражающему действию осколков и обломков для людей и механизмов (производство БВР).

5.4. ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

5.4.1. Выбор способа отвалообразования производится на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов. Предпочтение следует отдавать организации внутренних отвалов.

5.4.2. Емкость отвалов определяется с учетом коэффициентов разрыхления и осадки пород, приведенных в табл. 22.

Таблица 22

Коэффициент разрыхления и осадки пород в отвале

Наименование породы	Коэффициент разрыхления		Осадка отвала, %
	начальный	остаточный	
Песок и гравий	1,1—1,15	1,01—1,015	9—13,5
Суглинки	1,20—1,25	1,02—1,04	18—21
Мергель	1,25—1,30	1,04—1,05	21—25
Твердая глина	1,30—1,35	1,06—1,07	24—28
Скальные	1,35—1,40	1,08—1,15	25—27

5.4.3. Максимальная высота отвальных уступов при устойчивом основании принимается по табл. 23. Она должна быть увязана с проектом рекультивации отвалов.

Таблица 23

Максимальная высота отвальных уступов

Средства механизации отвальных работ	Породы	Высота отвального уступа, м
Отвальные плуги	Скальные и песчаные	20—25
	Супесчаные	12—15
	Глинистые	7—10
Одноковшовые экскаваторы (механическая лопата)	Песчаные	25—30
	Глинистые	15—20
	Скальные	30—45
Бульдозеры	Мягкие	10—15
	Смешанные	15—20
	Скальные	20—30

5.4.4. Шаг передвижки отвальных путей принимается:

для экскаваторных отвалов (при работе экскаватора ЭКГ-4,6Б) — 22—25 м;

для плужных отвалов (при работе отвального плуга МОП-1) — не более 3 м.

5.4.5. Безопасное расстояние от оси железнодорожного пути до бровки плужного отвала принимается в зависимости от устойчивости уступа отвала и должно составлять не менее 1,6—1,8 м.

5.4.6. На бульдозерных отвалах разгрузка автосамосвалов должна производиться за пределами призмы обрушения — на

расстоянии 5—8 м от бровки отвала, в зависимости от характеристики грунтов. По всему фронту разгрузки устраивается берма, имеющая уклон внутрь отвала не менее 3° и породную отсыпку высотой не менее 0,7 м и шириной не менее 1,5 м.

5.4.7. При формировании отвалов необходимо учитывать биологический состав пород, размещаемых на поверхности отвалов для последующей рекультивации.

5.5. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА

5.5.1. При разработке месторождений с непостоянным качеством полезного ископаемого необходимо предусматривать в проектах геологическую службу для ведения эксплуатационной разведки.

5.5.2. Проектирование эксплуатационной разведки производится в соответствии с «Отраслевой инструкцией по геолого-маркшейдерскому учету состояния и движения запасов каолина, талька и нерудных строительных материалов», ВНИИнеруд, 1974.

5.5.3. Штат и оборудование для геологической службы определяются по следующим разделам «Справочника укрупненных проектно-сметных нормативов на геологоразведочные работы» (СУСН):

опробование твердых полезных ископаемых;

разведочное бурение;

лабораторные исследования полезных ископаемых и горных пород.

Глава 6. РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, НАРУШЕННЫХ ОТКРЫТЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

6.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

6.1.1. Выдача условий на рекультивацию земель должна производиться в соответствии с «Основными положениями по восстановлению земель, нарушенных при разработке месторождений полезных ископаемых», 1971, Министерство сельского хозяйства.

6.1.2. Целью рекультивации земель, нарушенных гидромеханизированными предприятиями промышленности нерудных стройматериалов, является приведение их в состояние, пригодное для использования в интересах:

сельского хозяйства;

лесного хозяйства;

водного хозяйства (рыбного и благоустройство населенных мест);

промышленного, гражданского и другого строительства.

6.1.3. Выбор вида и способа горнотехнической рекультивации земель, нарушенных открытыми горными работами, производится с учетом природных, хозяйственных, социальных и санитарно-гигиенических условий района разрабатываемого месторождения, агрохимических свойств вскрышных пород, технологии горных работ и на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов.

6.1.4. Горнотехническая рекультивация земель и сдача их землепользователям или специализированным организациям для последующей биологической рекультивации должны предусматриваться в процессе строительства карьера и его эксплуатации, а в случае невозможности — не позднее, чем в течение года после окончания разработки месторождения.

6.1.5. В состав горнотехнической рекультивации земель включаются:

снятие плодородного слоя почвы и хранение во временных отвалах с площадей, отведенных под горные работы и отвалы вскрышных пород;

планировка отвалов с целью образования удобного для рекультивации рельефа и строительства подъездных дорог;

дренирование и другие мелиоративные мероприятия;

отсыпка на рекультивируемую поверхность плодородного слоя почвы и его планировка;

устройство ложа и берегов водоемов в зависимости от их назначения;

другие инженерно-технические мероприятия.

6.2. НОРМЫ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ ДЛЯ СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННОГО И ЛЕСОХОЗЯЙСТВЕННОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

6.2.1. Временные отвалы плодородного слоя почвы следует располагать на сухих водораздельных участках вблизи объектов последующей рекультивации. Высота временных отвалов не должна превышать 10 м, а уклон поверхности — не более 0,005. Для защиты отвалов от ветровой и водной эрозии поверхность их необходимо засевать многолетними травами. Срок хранения грунта во временных отвалах не должен превышать 10 лет, в противном случае плодородные грунты должны быть использованы сразу для нужд сельского хозяйства, индивидуальных садов и т. п.

6.2.2. Земельные участки, подготавливаемые для сельского хозяйства, должны быть пригодными для работы сельскохозяйственных машин и иметь уровень грунтовых вод, обеспечивающий оптимальные условия произрастания растений. В первые 2—3 года рекомендуется культивировать многолетние травы.

6.2.3. Земельные участки, подготавливаемые для сельскохозяйственного и лесохозяйственного использования, должны

иметь ширину земельной полосы, продольный и поперечный уклоны, обеспечивающие возможность работы машин и механизмов.

6.2.4. В период горнотехнической рекультивации к каждому участку должна быть устроена подъездная автодорога.

6.2.5. При рекультивации отвалов планировка их выполняется в два приема: первичная и после усадки (через 1—2 года) вторичная.

6.2.6. Уклоны откосов отвалов не должны превышать 1 : 3, если они подготавливаются для лесонасаждения, и 1 : 5 — для использования под садоводство.

6.2.7. Следует предусматривать укрепление откосов отвалов от размыва, оползней и ветровой эрозии одним из следующих способов: посадкой леса, посевом многолетних трав, методом гидросмесей, террасированием и выполаживанием, строительством водостоков.

6.2.8. Ширина террасы на отвалах должна быть не менее 10 м.

6.2.9. Высота между террасами допускается не более 10 м.

6.2.10. Углы откосов между террасами не должны превышать 15—20°.

6.2.11. Террасы должны иметь поперечный уклон 1,5—2° в сторону вышележащей площадки.

6.2.12. На поверхности рекультивируемой площади должны размещаться породы с хорошими почвообразующими свойствами.

Мощность плодородного слоя почвы следует принимать исходя из назначения рекультивируемой площади (для сельского хозяйства, садоводства, лесонасаждения и др.).

6.3. НОРМЫ ПО РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ ПОД ВОДОЕМЫ

6.3.1. Откосы водоемов для рыбного хозяйства должны быть спланированы:

подводные до глубины 3 м — не круче 10°;

надводные на высоту до 2 м — не круче 5° и выше — до 30°.

6.3.2. Съезды к урезу воды водоема должны устраиваться не реже чем через 500 м.

6.3.3. Ширина съездов должна быть не менее 5 м.

6.3.4. Уклон съездов, устраиваемых к урезу воды водоема, не должен превышать 5°.

6.3.5. Откосы водоемов, намеченных к использованию в интересах благоустройства населенных мест, должны быть спланированы до глубины 5 м — не круче 8° и пляжей в пределах полосы шириной до 30 м — до 5°.

6.3.6. Водообмен водоема должен быть обеспечен в пределах санитарных норм.

Глава 7. НОРМЫ РАСХОДА ОСНОВНЫХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ГОРНЫХ РАБОТАХ

7.1. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНОЕ И ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

7.1.1. Расход дизельного топлива экскаваторами, скреперами, бульдозерами и рыхлителями с дизельными двигателями:

Мощность двигателя, л. с.	50	75	100	125	150	175	200	225	250	275	300	325	350	375
Расход дизельного топлива, т на 1000 ч работы	5,6	7,9	10,5	12,7	14,6	15,8	18,0	20,3	22,5	24,8	27,0	29,3	31,5	33,8

7.1.2. Расход бензина на запуск дизельного двигателя принимается в размере 3% от расхода дизельного топлива.

7.1.3. Расход стальных канатов:

а) экскаваторами, оборудованными прямой лопатой

Емкость ковша, м³	0,6—0,8	1,0—1,25	2,0—2,5	4—5	8
Расход канатов, кг на 1000 ч работы	183	223	460	830	1038

Расход стальных канатов на каждый резервный экскаватор принимается в размере 25% от расхода на рабочий экскаватор;

б) экскаваторами-драглайнами

Емкость ковша, м³	0,6—0,8	1,0—1,25	2—3	4—5	6	10
Расход канатов, кг на 1000 ч работы	266	433	1290	2584	5006	6216

в) скреперами с канатным управлением

Емкость ковша, м³	8	10
Расход канатов, кг на 1000 ч работы	60	112

г) бульдозерами с канатным управлением: 37 кг на 1000 ч работы;

д) корчевателями и кусторезами: соответственно 39 и 27 кг на 1000 ч работы.

Таблица 24

Расход смазочных и обтирочных материалов экскаваторами, кг на 1000 ч работы

Наименование материалов	ГОСТ	Экскаваторы одноковшовые									Оборудование непрерывного действия		
		гусеничные						шагающие			роторные экскаваторы	отвалообразователи	
		Емкость ковша, м³									Производительность, м³/ч		
		0,8	1,0—1,25	2,0—2,5	3	4—5	6—8	5	10	15	1000—1500	900	1800
Масла:													
дизельное	8581—63	503	552	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
автотракторное	10541—63	114	145	—	—	—	—	62	216	643	950	—	51
индустриальное 20	20799—75	—	—	—	—	—	—	25	108	317	—	—	—
индустриальное 45	20799—75	21	25	43	61	78	112	70	128	393	970	170	78
цилиндровое 11	12337—66	73	103	189	280	361	514	—	—	—	106	—	780
компрессорное 12	1861—73	28	29	36	46	52	75	30	78	159	—	—	7
Эш	10363—63	—	—	—	—	—	—	—	—	1264	—	—	—
трансформаторное	982—68	—	—	—	—	—	—	—	—	—	100	62	395
авиационное МС-20	21743—76	—	—	—	—	—	—	—	216	643	—	—	—
Смазки:													
жировая 1—13	1631—61	—	—	25	36	44	64	2	8	31	110	17	56
универсальная среднеплавкая УС-2 (Л)	1033—73	86	105	155	189	226	322	44	272	950	46	189	358
графитная $УС_гА$	3333—55	23	29	48	66	83	117	25	156	544	106	52	52
канатная 39У	5570—69	64	72	109	145	174	254	202	405	628	—	52	160
Мазут	14298—69	29	34	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Керосин тракторный	1842—52	28	36	49	57	68	98	21	129	314	200	31	70
Обтирочные	—	67	75	84	93	108	156	175	225	500	500	150	250

7.1.4. Расход смазочных и обтирочных материалов экскаваторами и отвалообразователями принимается по табл. 24.

7.1.5. Расход смазочных и обтирочных материалов скреперами, бульдозерами и рыхлителями принимается по табл. 25.

Таблица 25

Расход смазочных и обтирочных материалов скреперами, бульдозерами, рыхлителями, кг на 1000 ч работы

Наименование материалов	ГОСТ	Скреперы			Бульдозеры				Рыхлители
		емкость ковша, м³			мощность двигателя, л. с.				
		7—9	8—10	15—18	75	108	170	300	300
Масла:									
дизельное	8581—63	440	742	1238	310	440	549	990	990
автотракторное	10541—63	1202	48	6	1010	1202	1685	3004	3004
индустриальное 45	20799—75	24	29	48	—	—	—	—	—
цилиндровое 11	12337—66	—	10	14	—	—	—	—	14
Смазки:									
универсальная среднеплавкая УС-2 (Л)	1033—73	384	577	72	289	385	697	938	1010
графитная $УС_cА$	3333—55	—	29	48	—	—	—	—	—
канатная 39У	5570—69	19*	—	—	—	—	—	—	—
Керосин тракторный	18499—73	48	—	—	48	48	72	96	96
Обтирочные	—	96	120	192	96	96	144	240	240

* Для скреперов с канатным управлением.

7.1.6. При *механическом рыхлении пород с коэффициентом* крепости $f=6\div8$ ориентировочный расход стоек (зубьев) из стали 40ХН (ГОСТ 4543—71) составляет 30 кг на 1000 м³, расход наконечников из стали Г13Л (ГОСТ 1542—71) — 12 кг на 1000 м³ рыхленой горной массы.

7.2. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

7.2.1. Средние расходы материалов и бурового инструмента на 100 м бурения соответственно при шнековом, шарошечном и ударно-вращательном бурении для станков различных типов принимаются по табл. 26, 27 и 28.

7.2.2. Расход рабочих компонентов при огневом бурении, кг/ч, принимается по табл. 29.

7.2.3. Расход материалов и бурового инструмента при ударно-канатном бурении принимается по Нормативному справочнику Союзвзрывпрома.

7.2.4. Данные для установления расхода бурения и материалов при дроблении негабарита приведены в приложении VII для каждого способа.

Таблица 26

Средний расход материалов и бурового инструмента при шнековом бурении (на 100 м бурения)

Элементы расхода	Единица измерения	Станок 1СБР-125			Станок СВБ-2М			
		Группы пород по ЕНиР 1974 г.						
		IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)
Керосин тракторный (ГОСТ 18499—73)	кг	0,08	0,12	0,22	0,1	0,15	0,2	0,32
Смазка 1—13 жировая (ГОСТ 1631—61)	»	0,004	0,007	0,011	—	—	—	—
Смазка универсальная среднеплавкая УС-1 (ГОСТ 1033—73)	»	0,14	0,22	0,40	0,3	0,45	0,6	1,0
Масло шарнирное ВНИИНП-25 (ГОСТ 11122—65)	»	0,44	0,66	1,20	0,01	0,015	0,02	0,03
Масло индустриальное 45 (машинное С, ГОСТ 20799—75)	»	0,11	0,22	0,44	0,15	0,22	0,3	0,48
Смазка канатная 39У (ГОСТ 5570—69)	»	0,02	0,03	0,07	0,07	0,11	0,14	0,23
Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (Л) (ГОСТ 1033—73)	»	—	—	—	0,3	0,45	0,6	1,0
Смазка графитная $УС_г$А (ГОСТ 3333—55)	»	—	—	—	0,58	0,69	1,25	1,84
Обтирочный материал	»	0,1	0,15	0,28	0,12	0,18	0,24	0,39

Продолжение

Элементы расхода	Единица измерения	Станок 1СБР-125			Станок СВБ-2М			
		Группы пород по ЕНиР 1974 г.						
		IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—5)
Канат стальной	м	—	—	—	0,059	0,069	0,102	0,171
Число заточек коронки	—	0,5	1	2	0,2	0,3	0,55	2,2
Буровые коронки $d = 115$ мм *	шт.	0,05 / 0,29	0,1 / 0,57	0,2 / 1,15	—	—	—	—
То же, $d = 150$ мм *	»	—	—	—	0,20 / 1,0	0,33 / 2,0	0,40 / 5,6	0,50 / 8,6
Буровые шнеки $d = 110$ мм	»	0,10	0,14	0,23	—	—	—	—
То же	кг	1,9	2,7	4,5	—	—	—	—
Буровые шнеки $d = 150$ мм	шт.	—	—	—	0,28	0,34	0,56	0,67
То же	кг	—	—	—	9,7	11,8	19,4	23,2
Съемные резцы $d = 115$ мм	шт.	1,57	4,0	8,3	—	—	—	—
То же, $d = 150$ мм	»	—	—	—	3	8	15	21

* В числителе — для коронок со съемными резцами, в знаменателе — для коронок с напайными резцами.

Таблица 27

Средний расход материалов и бурового инструмента при шарошечном бурении (на 100 м бурения)

Элементы расхода	Единица измерения	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (I)						
		V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Буровой станок типа БТС-150								
Смазка жировая 1—13 (ГОСТ 1631—61)	кг	0,02	0,02	0,03	0,05	0,08	—	—
Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (Л) (ГОСТ 1033—73)	»	0,99	1,35	1,87	2,95	5,16	—	—
Масло цилиндровое 11 (летняя смазка, ГОСТ 12337—56)	»	0,19	0,26	0,36	0,57	1,0	—	—
Смазка канатная 39У (ГОСТ 5570—69)	»	0,14	0,2	0,27	0,43	0,75	—	—
Смазка универсальная тугоплавкая УТ (ГОСТ 1957—73)	»	0,68	0,94	1,3	2,05	3,6	—	—
Масло автотракторное (ГОСТ 10541—63)	»	1,08	1,47	2,05	3,23	5,66	—	—
Масло дизельное (ГОСТ 5304—54)	»	6,2	8,1	11,3	17,2	32,8	—	—
Масло трансмиссионное автомобильное (ГОСТ 610—72)	»	0,25	0,35	0,48	0,76	1,33	—	—
Смазка УСС (солидол синтетический, ГОСТ 4366—76)	»	0,50	0,65	0,91	1,39	2,65	—	—
Бензин автомобильный (ГОСТ 2084—67)	»	0,76	0,99	1,38	2,11	4,02	—	—
Керосин тракторный (ГОСТ 18499—73)	»	0,6	0,9	1,2	1,9	3,3	—	—
Обтирочный материал	»	1,4	2,0	2,8	4,4	7,8	—	—
Топливо дизельное автотракторное (ГОСТ 305—73)	»	130	177	254	385	675	—	—
Долото шарошечное $d = 150$ мм	шт.	0,4	0,6	1,0	1,65	2,82	—	—
Буровая штанга $d = 114$ мм	кг	4,0	4,6	5,3	6,0	9,6	—	—
Шланги резиновые (воздушные)	м	0,21	0,21	0,23	0,29	0,31	—	—

Продолжение

Элементы расхода	Единица измерения	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (I)						
		V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Буровой станок типа 2СБШ-200								
Масла:								
индустриальное 45 (машинное С, ГОСТ 20799—75)	кг	—	1,1	1,45	1,95	2,7	3,3	4,6
компрессорное 12 (ГОСТ 1861—73)	»	—	1,7	2,3	2,9	3,9	4,8	6,7
цилиндровое 11 (летняя смазка, ГОСТ 12337—66)	»	—	1,7	2,2	2,6	3,5	4,3	4,9
автотракторное АК-15 (зимняя смазка, ГОСТ 10541—63)	»	—	1,7	2,2	2,6	3,5	4,3	4,9
Смазка универсальная среднеплавкая УС-3 (Т) (летняя смазка. ГОСТ 1033—73)	»	—	2,9	3,9	5,2	7,1	8,8	9,9
Смазка ЦИАТИМ-201 (зимняя смазка. ГОСТ 6267—74)	»	—	2,3	3,5	4,6	6,4	7,8	9,2
Полугудрон	»	—	0,34	0,45	0,6	0,8	1,0	1,3
Керосин тракторный (ГОСТ 18499—73)	»	—	0,8	1,0	1,4	1,9	2,4	2,7
Обтирочный материал	»	—	5,0	6,7	9,3	14,3	21,4	30,0
Долото $d = 214$ мм	шт.	—	0,50	0,65	0,9	1,2	2,0	3,6
Буровая штанга	кг	—	10	14	20	2,8	38	50

Продолжение

Элементы расхода	Единица измерения	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (I)						
		V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Буровой станок типа СБШ-250 МН								
Расход смазочных и обтирочных материалов принимается с $K = 1,2$ от норм расхода по станку 2СБШ-200								
Вода	м³	—	—	—	2,4	2,4	2,4	2,4
Долото $d = 243$ мм	шт.	—	—	—	0,9	1,2	2,0	2,7
То же, $d = 269$ мм	»	—	—	—	0,4	0,6	0,9	1,3
Буровая штанга $d = 203$ мм	кг	—	—	—	23	31	46	50
То же, $d = 219$ мм	»	—	—	—	39	47	87	126
Буровой станок типа СБШ-320								
Расход смазочных и обтирочных материалов принимается с $K = 2,8$ от норм расхода по станку 2СБШ-200								
Вода	м³	—	—	—	—	3	3	3
Долото $d = 320$ мм	шт.	—	—	—	—	0,6	1,2	1,6
Буровая штанга	кг	—	—	—	—	100	120	150

Таблица 28

Средний расход материалов и бурового инструмента при ударно-вращательном бурении (на 100 м бурения) для станков типа БМК-4М, СБМК-5

Элементы расхода	Единица измерения	Группа пород по ЕНиР 1969 г. (*f*)						
		V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Керосин тракторный (ГОСТ 18499—73) . .	кг	0,06	0,08	0,10	0,13	0,19	0,26	0,33
Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (Л) (ГОСТ 1033—73)	»	0,04	0,06	0,07	0,09	0,13	0,17	0,22
Масло индустриальное 20 (веретенное 3, ГОСТ 20799—75)	»	0,13	0,17	0,23	0,29	0,43	0,58	0,75
Обтирочный материал	»	0,43	0,57	0,75	0,95	1,42	1,89	2,43
Число заточек коронок:								
К-100В, БК-105	—	0,45	1,44	4,2	9,6	21	40,8	45
Т-106	—	0,15	0,48	1,45	3,1	7	13,6	15
Буровые коронки:								
БК-105	шт.	0,185	0,24	0,28	0,56	2,6	5,1	6,2
К-105К	»	0,086	0,162	0,22	0,50	2,3	3,8	4,6
Пневмоударники	»	0,15	0,40	0,54	0,90	1,05	1,2	1,5
Буровые штанги	кг	0,10	0,16	0,3	0,8	1,7	3,6	5
Шланг резиновый (воздушный)	м	0,36	0,46	0,76	0,90	0,13	1,5	2,2
Кабель	»	0,28	0,37	0,55	0,70	0,96	1,27	1,86

Примечание. Расход смазочных и обтирочных материалов приведен для станка БМК-4М. Для станка СБМК-5 расход принимается с K=3,0.

7.2.5. Расход смазочно-обтирочных материалов легкими перфораторами принимается по табл. 30. Количество заточек армированных буров (коронок), расход твердого сплава и буровой стали на 100 м бурения принимаются по табл. 31.

Таблица 29

Средний расход рабочих компонентов при огневом бурении станком СБО-160/20

Наименование рабочих компонентов	Единица измерения	Модификация станка	
		воздушная	кислородная
Керосин (дизельное топливо)	кг/ч	83	150
Кислород	м³/ч	—	350
Сжатый воздух . . .	»	1000	—
Вода техническая . .	»	1,5	3

Таблица 30

Средний расход смазочно-обтирочных материалов легкими перфораторами типа ПР-20Л (на 100 м бурения)

Наименование материалов	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (I)						
	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Масло	490	577	700	910	1120	1435	1890
Керосин (ГОСТ 18499—73)	180	212	257	334	411	527	695
Обтирочные	180	212	257	334	411	527	695

Примечания: 1. Для смазки перфораторов применяют:
а) машинное масло С (ГОСТ 20799—75) — в летний сезон;
б) веретенное масло 2 (ГОСТ 20799—75) или трансформаторное (ГОСТ 982—68) — в зимний сезон.

2. Для средних и тяжелых перфораторов расход материалов принимается с поправочными коэффициентами:

типа ПР-25МВ . . .	1,3
» ПР-30В	1,4

7.2.6. Расход топлива и смазочно-обтирочных материалов передвижными компрессорными станциями принимается по табл. 32.

7.2.7. Расход ВВ определяется в соответствии с приложением VII. Расход средств взрывания при методе скважинных зарядов определяется расчетом в зависимости от схемы короткозамедленного взрывания, схемы коммутации взрывной сети, применяемых средств взрывания с учетом дублирования взрывной сети при глубине скважин более 15 м.

Таблица 31

Расход коронок, штанг, буровой стали и шлифовальных кругов при бурении перфораторами (на 100 м бурения)

Наименование материалов	Единица измерения	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (f)							
		IV (до I)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
Количество заточек армированных буров (коронок)	шт	0,5	0,7	1,26	2,05	19,6	29,6	67	120
Расход съемных буровых коронок	»	0,08	0,13	0,27	0,345	3,3	4,95	11,2	20
Расход твердого сплава на армирование буров	г	6	9	15	24	230	350	780	1400
Расход стали на изготовление штанг для съемных буровых коронок	кг	0,08	0,4	0,56	0,72	1,04	1,28	1,92	2,88
То же, армированных буров . .	»	0,1	0,5	0,7	0,9	1,3	1,6	2,4	3,6
Расход шлифовальных кругов на заточку армированных буров (коронок), включая обдирку . . .	г	2,7	4,6	7,4	122	1150	1750	3900	7000

Примечания: 1. Расход твердого сплава и буровой стали указан для буров с диаметром головки 40 мм.
2. При других диаметрах следует вводить укрупненные поправочные коэффициенты:

Диаметр головки бура, мм	40	34—36	30—32	28—28
Поправочный коэффициент	1,0	0,8	0,7	0,6

Таблица 32

Среднесменный расход электроэнергии (горючего) и смазочно-обтирочных материалов передвижными компрессорными станциями, кг

Марка компрессора	Электроэнергия, кВт·ч	Топливо дизельное автотракторное (ГОСТ 305—73)	Бензин автомобильный (ГОСТ 10373—75)	Масло дизельное (ГОСТ 8581—63)	Масло автотракторное (ГОСТ 10541—63)	Масло компрессорное 12 (ГОСТ 1861—73)	Обтирочный материал
ЗИФ-51	212	—	—	—	—	1,3	0,8
ЭК-9М	295	—	—	—	—	2,3	1,0
ЗИФ-55	—	—	108	—	4,9	1,4	1,8
ПКС-5,25	—	—	108	—	4,9	1,4	1,8
ДК-9М	—	88	1,3	3,9	—	2,7	2,5
ПК-10	—	88	1,3	3,9	—	2,7	2,5
ПР-10	—	81	1,2	3,6	—	2,5	2,5
ПВ-10	—	76	1,1	3,4	—	2,3	2,5

Примечание. Расходы подсчитаны с применением следующих средних коэффициентов:

использования мощности во времени . . . . . $K_и = 0,7$

спроса электроэнергии . . . . . $K_с = 0,7$

использования по мощности двигателя внутреннего сгорания . . . . . $K_{м.д} = 0,54$

Глава 8. РЕКОМЕНДАЦИИ К ВЫБОРУ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

8.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

8.1.1. Выбор карьерного транспорта должен выполняться путем технико-экономического сравнения конкурентоспособных вариантов, с учетом требований СНиП II-46—75 «Нормы проектирования. Промышленный транспорт».

8.1.2. Основным направлением в проектировании карьерного транспорта следует считать внедрение непрерывных видов транспорта в схемах с циклично-поточной и поточной технологией — конвейерного, гидравлического, трубопроводного капсульного, конвейерных поездов, подвесных канатных дорог и др.

8.1.3. Классификация технологических горнотранспортных схем, применяющихся и могущих найти применение при разработке месторождений нерудных материалов, приведена в табл. 14.

8.2. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПРИМЕНЕНИЮ ОТДЕЛЬНЫХ ВИДОВ И СХЕМ ТРАНСПОРТА

8.2.1. Критерием применения конвейерного транспорта на карьерах, как показывают опыт и экономические расчеты в СССР и за рубежом, является минимальный грузопоток 300 т/ч при 500 рабочих сменах в году.

8.2.2. На песчаных и песчано-гравийных карьерах достаточной мощности следует применять конвейерный, трубопроводный капсульный и гидравлический транспорт. Последний особенно эффективен при наличии соответствующих природных условий. На карьерах небольшой мощности целесообразно применение автомобильного транспорта и колесных погрузчиков.

8.2.3. На карьерах скальных пород, требующих для транспортировки непрерывными видами транспорта предварительного рыхления горной массы, рекомендуются схемы с размещением отделения первичного дробления на борту карьера. При этом горная масса из забоя до отделения первичного дробления подается автосамосвалами или колесными погрузчиками.

8.2.4. В последующем, по мере освоения промышленностью необходимого оборудования, следует применять схемы с самоходными дробильными агрегатами, конвейерными поездами, допускающими транспортировку горной массы без предварительного рыхления с высокой скоростью и на больших углах подъема.

8.2.5. Для удаления в отвал рыхлых вскрышных пород (без включения скальных пород) при достаточно больших объемах целесообразно применение роторных комплексов.

Глава 9. АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

9.1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

9.1.1. При проектировании внутрикарьерных и отвальных автомобильных дорог следует руководствоваться СНиП II-Д. 5—72 «Автомобильные дороги. Нормы проектирования.»

9.1.2. Классификация автомобильных дорог по назначению:

Виды дорог	*Общее назначение*
1. Производственные постоянные (главные откаточные, подъезды на карьерные и отвальные уступы)	Обеспечивают перевозки горной массы в специализированных автотранспортных средствах, работающих в одном технологическом процессе с добычным оборудованием
2. Производственные краткосрочного действия (по уступам карьеров в пределах разработок и на отвалах), а также главные откаточные дороги на карьерные и отвальные уступы со сроком службы до трех лет	Обеспечивают перевозки горной массы в специализированных автотранспортных средствах, работающих в одном технологическом процессе с добычным оборудованием

Виды дорог	*Общее назначение*
3. Внутрихозяйственные	Обеспечивают: проезд специализированных автотранспортных средств без груза от карьера до гаража и заправочного пункта; доставку в карьер специализированных грузов (взрывчатых материалов, долот, воды); доставку рабочих в карьер на автомобилях

По грузонапряженности в обоих направлениях автомобильные дороги, по которым осуществляются технологические перевозки автомобилями особо большой грузоподъемности, подразделяются на категории:

III—П — 1,0 млн. т/год нетто и более;

IV—П — менее 1,0 млн. т/год нетто.

В случае осуществления таких перевозок автомобилями, соответствующими по своим параметрам (в том числе по нагрузкам на ось) требованиям ГОСТ 9314—59 «Автомобили и автопоезда. Весовые параметры и габариты», проектирование дорог следует выполнять по нормам III—V категорий соответственно расчетной интенсивности движения.

9.1.3. Проектирование постоянных автомобильных дорог должно производиться с учетом возможности использования их в период строительства. При этом желательно, чтобы в качестве покрытия временных дорог принималось основание постоянных дорог.

Таблица 33

Расчетные скорости для определения геометрических элементов автомобильных дорог

Категория дорог	Расчетные скорости, км/ч					
	Основные		Допускаемые на трудных участках местности			
			пересеченной		горной	
	для расчета элементов плана и продольного профиля	принятые при расчете элементов поперечного профиля и других, зависящих от скорости	для расчета элементов плана и продольного профиля	принятые при расчете элементов поперечного профиля и других, зависящих от скорости	для расчета элементов плана и продольного профиля	принятые при расчете элементов поперечного профиля и других, зависящих от скорости
III—П	100/70	90/60	80/55	80/55	50/35	50/35
IV—П	80/55	80/55	60/40	60/40	40/30	40/30

Примечание. В знаменателе указаны расчетные скорости уменьшенные на 30%, применению которых должно предшествовать технико-экономическое обоснование

Таблица 34

Минимальные радиусы поворота кривых в плане и диаметры разворотных площадок

Марка автомобиля	Грузоподъемность, т	Минимальный радиус поворота по колее переднего внешнего колеса, м	Минимальные радиусы поворота кривых в плане автодорог, м							
			Основные, м						Внутригородские и обходные, м	Диаметр разворотной площадки, м
			нормативные		допускаемые на трудных участках местности					
					пересеченной		горной			
			Категории автодорог							
			III—П	IV—П	III—П	IV—П	III—П	IV—П		
Одиночные автомобили										
МАЗ-503Б	7	7,0	200	110	110	60	45	30	14	18
КрАЗ-256Б	12	10,5							21	26
БелАЗ-540	27	8,4							17	21
БелАЗ-548	40	9,6							19	24
БелАЗ-549	75	9,0							18	23
Тягачи с полуприцепами										
БелАЗ-540В-5271	45	8,4	200	110	110	50	45	35	25	29
БелАЗ-548В-5272	65	9,6							32	33
БелАЗ-549В-5275	120	9,0							27	32

Примечание. Минимальные радиусы поворота кривых в плане приняты для расчетных скоростей, приведенных в знаменателе табл. 33.

9.1.4. Расчетные скорости движения для определения геометрических элементов дорог принимаются по табл. 33. При обращении автомобилей большой и особо большой грузоподъемности и соответствующем технико-экономическом обосновании допускается уменьшать расчетные скорости, но не более чем на 30%.

9.2. ПЛАН И ПРОФИЛЬ

9.2.1. Наименьшие допустимые радиусы поворота кривых в плане на дорогах III—П, IV—П, внутрикарьерных и отвальных, а также наименьшие диаметры разворотных площадок принимаются по табл. 34.

9.2.2. Размеры и тип разгрузочных площадок у приемных бункеров (рис. 3) назначаются в зависимости от конструкции бункера, типа принятого самосвала, интервала подхода автосамосвалов под разгрузку и принимаются по табл. 35.

Таблица 35

Размеры разгрузочных площадок у приемных бункеров заводов (по проезжей части), м

Тип автосамосвала	Минимальный радиус поворота (по колее наружного переднего колеса), м	Тип площадки								
		I—III				IV—VI				
		a	*b*	*c*	*R*	*a*	*b*	*d*	*l*	*R*
МАЗ-503Б	7,0	13	8	10	9	14	8	13	17	9
КрАЗ-256Б	10,5	18	8	16	14	21	8	18	23	14
БелАЗ-540	8,4	15	10	12	10	17	10	15	21	10
БелАЗ-548	9,6	17	11	14	12	19	11	17	23	12
БелАЗ-549	9,0	18	11,5	14	12	18	11,5	18	25	12
БелАЗ-540В—5271	8,4	20	10	17	15	20	10	20	25	15
БелАЗ-548В—5272	9,6	25	11	20	20	25	11	25	28	20

Таблица 36

Наибольшие допустимые продольные уклоны автодорог, ‰

Расчетный автомобиль	Колесная формула	Покрытие дороги	
		твердое	грунтовое
		уклоны, ‰	
ЗИЛ-157К, ЗИЛ-131, КрАЗ-255Б, МАЗ-501	4×4 и 6×6	80	130—140
КрАЗ-256Б, МАЗ-530, Урал-377, КрАЗ-257	6×4	110	60—70
МАЗ-503Б, МАЗ-200, БелАЗ-540, БелАЗ-548	4×2	80	30—40

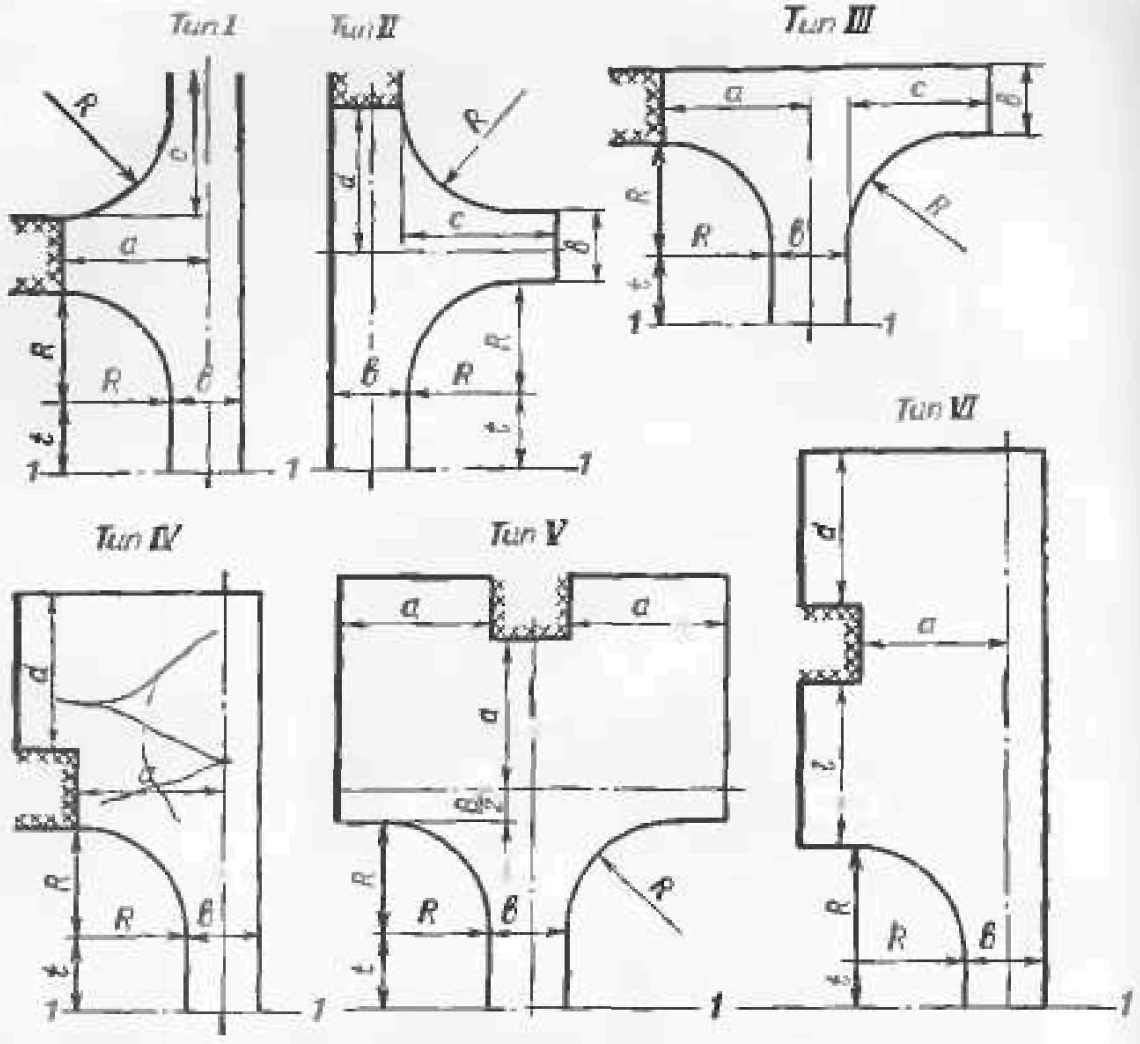


Рис. 3. Размеры разгрузочных площадок у приемных бункеров
1—1 — линия перелома профиля; 1 — тангенс вертикальной кривой

9.2.3. Наибольшие продольные уклоны автодорог принимаются по табл. 36. На кривых малых радиусов продольные уклоны снижаются на следующие величины:

Радиус кривой в плане, м . .	50	45	40	35	30	25	20	15
Уменьшение наибольшего уклона, ‰ не менее чем на	10	15	20	25	30	35	40	50

9.3. ДОРОЖНЫЕ ПОКРЫТИЯ

9.3.1. Выбор типа, материала и конструкции покрытия карьерных автодорог производится с учетом их грузонапряженности, типа обращающегося подвижного состава, грунтовых и климатических условий и наличия местных дорожно-строительных материалов, на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов.

9.3.2. Постоянные дороги для движения автомобилей с обычными шинами надлежит проектировать с твердыми покры-

тиями, в соответствии с «Типовыми конструкциями одежд автомобильных дорог промышленных предприятий», разработанными институтом Промтрансниипроект. Все постоянные дороги, устраиваемые для вывозки скальных, щебенистых и гравелистых пород, при грузонапряженности 3 млн. т (нетто) в год следует проектировать с покрытием из местных карьерных материалов. Примерные типы дорожных покрытий приведены в табл. 37.

Таблица 37

Типы дорожных покрытий постоянных автодорог

Марки транспортных средств	Грузоподъемность, т	Нагрузка на заднюю ось, т	Годовой грузооборот (нетто), тыс. т											
			До 200	400	600	800	1000	1200	1400	1600	1800—2000	2200—2800	3200—3600	4000 и более
МАЗ-503Б	7	9,4	IV		III			II				—		
КрАЗ-255Б	12	9,5×2												
БелАЗ-540	27	32,4												
БелАЗ-548	40	44,5	I											
БелАЗ-549	75	81,8												
БелАЗ-540В-5271	45	32,0												
БелАЗ-548В-5272	65	44,0												
БелАЗ-549В-5275	120	80,6												

Примечание. Типы покрытий: I — цементно-бетонное; II — асфальтобетонное или черное щебеночное, укладываемое в горячем состоянии; III — щебеночное с пропиткой или черногравийное; IV — щебеночное с поверхностной обработкой или цементно-грунтовое с поверхностной обработкой.

9.3.3. Все производственные дороги в карьерах и на отвалах при разработке мягких пород и вывозке их автомобилями-землевозами высокой проходимости на широкопрофильных шинах низкого давления или самоходными скреперами следует проектировать, как правило, в виде профилированных дорог без твердых покрытий, и только при неблагоприятных гидрогеологических условиях на таких дорогах допускаются покрытия низших типов с применением местных материалов.

9.3.4. Производственные дороги краткосрочного действия для вывозки из карьеров мягких полезных ископаемых автомобилями с обыкновенными шинами следует проектировать с покрытиями из сборно-разборных железобетонных плит.

9.3.5. Производственные дороги краткосрочного действия в пределах разработок следует проектировать в виде полосы, выровненной местными материалами, с ее уплотнением.

9.3.6. При устройстве дорожного покрытия на скальных грунтах следует после производства взрывных работ предусматривать выравнивание земляного полотна щебнем или отходами дробления толщиной слоя в среднем 15 см.

9.3.7. Для обеспечения безопасности движения автомобильные дороги обставляются дорожными знаками и сигналами и

оборудуются в необходимых случаях ограждениями и направляющими устройствами в виде сигнальных столбиков. Расстановка дорожных знаков, сигналов и устройств ограждения на карьерных дорогах должна выполняться в соответствии со СНиП II-Д.5—72.

Размеры предохранительной стенки на разгрузочных площадках у приемных бункеров заводов по условиям разгрузки автосамосвалов принимаются равными:

Типы автосамосвалов	МАЗ-503; КрАЗ-256Б	БелАЗ-540; БелАЗ-548
Высота стенки, мм	500	700
Ширина по верху, мм	400	280

9.3.8. Заезды на рабочие уступы, автодороги в карьере и на отвале, места погрузки и разгрузки при работе в темное время суток должны быть освещены.

9.3.9. Для обеспыливания дорожных покрытий рекомендуется предусматривать в проектах:

а) поливку дорог водой (расход воды на одну поливку 0,3 мл/м^2 — для дорог с усовершенствованным покрытием и 0,5 мл/м^2 — для дорог с переходным и низшим типом покрытий);

б) поливку щебеночных, гравийных и грунтовых дорог 20—30%-ным раствором хлористого кальция; полив предусматривать в два цикла: первый — три полива с расходом 1,2—2,5 л/м^2, второй (через месяц после первого цикла) — один полив с расходом 0,3—1,0 л/м^2; срок действия полива — 1,5 месяца;

в) обработку дорог пылесвязывающим веществом универсии.

г) одиночную или двойную обработку вяжущими органическими веществами грунтовых, щебеночных и гравийных дорог.

Таблица 38

Рекомендуемые соотношения емкости ковша погрузочного экскаватора и грузоподъемности подвижного состава

Емкость ковша погрузочного экскаватора, м^3	Грузоподъемность подвижного состава, т	Емкость ковша погрузочного экскаватора, м^3	Грузоподъемность подвижного состава, т
Механические лопаты		*Драглайны*	
1,0	5—7	1,5	12—18
1,25— 1,6	7—12	3,0	18—27
2,0 — 2,5	12—18	4,0	27—40
3,2 — 4,0	18—27	6,0	40—65
4,6 — 5,0	27—40		
6,3 — 6,8	40—65		
8,0 —10,0	65—75		

Средние технические скорости движения автомобилей, км/ч

Тип автомобиля	Грузоподъемность, т	Направление: груженое (г), порожнее (п)	Средний уклон дороги, о/оо											
			от —120 до +15			от +16 до +40			от +41 до +75			от +76 до +100 и от +76 до +120 (для карьерных дорог)		
			Дальность перевозки, км											
			до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5
МАЗ	7,5	г	32	36	42	28	32	32	26	24	24	22	18	18
			30	34	40	26	26	26	22	20	18	20	16	16
		п	36	40	44	34	40	42	32	36	40	32	32	32
			32	38	42	32	36	40	32	32	34	28	30	30
КрАЗ	12	г	28	34	40	24	24	24	20	18	18	16	13	12
			26	32	32	20	20	20	16	16	16	16	12	10
		п	32	40	42	30	38	42	28	32	32	26	24	24
			30	38	42	28	34	36	26	24	24	24	24	24
Карьерные самосвалы	27	г	30	34	38	26	26	28	20	18	16	18	10	10
			26	30	30	22	22	22	18	16	16	16	10	10
		п	30	28	40	30	36	38	28	38	32	28	26	26
			30	36	38	30	34	36	30	32	30	26	24	22

Продолжение

Тип автомобиля	Грузоподъемность, т	Направление: груженое (г), порожнее (п)	Средний уклон дороги, с/со																	
			от −150 до +150			от +16 до +40			от +41 до +75			от +76 до +100 и от +76 до +150 (для карьерных дорог)		
			Дальность перевозки, км											
			до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5	до 1	свыше 1 до 3	свыше 3 до 5
Карьерные самосвалы	40	г	28	34	38	24	22	24	18	14	16	16	10	10
			24	28	30	20	18	18	16	14	12	14	10	8
		п	34	40	40	34	38	40	32	34	36	26	26	26
			32	38	40	32	36	38	30	32	30	26	24	22
Автотягачи с прицепом ЗИЛ и КрАЗ	12	г	26	32	34	20	22	20	—	—	—	—	—	—
			22	24	28	18	16	16						
		п	32	40	54	20	30	40	—	—	—	—	—	—
			30	36	38	26	32	34						

Примечания: 1. В числителе — по дорогам с усовершенствованными типами покрытия, в знаменателе — с переходными типами покрытия.

2. Для пассажирского транспорта техническая скорость движения принимается выше на 20%.

3. Средний уклон дороги или ее участка для тружного или порожнего направления определяется по формуле $i_{ср} = \frac{\Sigma \Delta h}{L}$, где $\Sigma \Delta h$ — сумма всех высот, преодолеваемых подвижным составом на дороге или на ее участке, м; L — длина дороги или ее участка, км.

9.4. ВЫБОР ГРУЗОПОДЪЕМНОСТИ ПОДВИЖНОГО СОСТАВА

9.4.1. Выбор типа и грузоподъемности подвижного состава для перевозки горной массы производится на основании технико-экономического сравнения вариантов. При этом следует иметь в виду, что в зависимости от емкости ковша погрузочного экскаватора грузоподъемность подвижного состава должна быть не ниже приведенной в табл. 38.

9.5. НОРМЫ ДЛЯ РАСЧЕТА ПОТРЕБНОСТИ В ПОДВИЖНОМ СОСТАВЕ И ОБОРУДОВАНИИ

9.5.1. Средиерейсовые скорости движения автомобилей (при определении времени хода) принимаются по табл. 39.

9.5.2. Время погрузки подвижного состава определяется по продолжительности цикла экскаватора и количеству ковшей, вмещающихся в кузов (см. приложение III).

Таблица 40

Перечень оборудования для вспомогательных работ и хозяйственных нужд

Наименование	Назначение
Автомобиль грузовой 2,5—5 тс	Перевозка ВМ, запасных деталей, хозяйственных грузов, пиломатериалов
Автосамосвал 3,5—5 тс	Вывозка осадков из аварийных емкостей, мусора, угля, грузов для ремонта автодорог и железнодорожных путей
Прицеп-роспуск 5 тс	Перевозка труб, лесоматериалов, столбов и других длинномерных материалов
Автокран 5—7,5 тс, 10—16 тс	Погрузочно-разгрузочные работы, перекладка железобетонных плит, ремонтные работы
Комбинированная поливомоечная машина	Поливка автодорог, очистка от мусора и снега, посыпка песком в зимний период
Экскаватор на базе трактора «Беларусь»	Очистка автодорог, кюветов, перекладка пульповодов, ремонтные работы
Грейдер	Ремонт, планировка внутрикарьерных, отвальных и других дорог
Автомобиль-цистерна	Перевозка нефтепродуктов, воды
Пассажирский автобус	Перевозка рабочих
Санитарный автомобиль	Перевозка пострадавших, больных
Пожарный автомобиль или мотопомпа	Тушение пожаров

Примечания: 1. При использовании на карьерных перевозках автосамосвалов грузоподъемностью 5—10 тс специальные самосвалы для вспомогательных и хозяйственных нужд не предусматриваются.

2. Необходимость приобретения пожарной автомашины (или мотопомпы) устанавливается по согласованию с органами пожарной охраны и в зависимости от принятой системы пожаротушения.

3. При выборе типа оборудования следует стремиться к однотипности базовых моделей.

9.5.3. Время разгрузки, ожиданий и маневров, мин:

Операции	Разгрузка	Ожидание и маневры
Одиночные машины	1	3
Сидельные тягачи с полуприцепами	1,5	4

9.5.4. При определении рабочего парка коэффициент использования автосамосвалов при семичасовой смене принимается 0,93, при восьмичасовой — 0,94. Коэффициент суточной неравномерности перевозок принимается 1,1.

9.5.5. Инвентарный парк автосамосвалов определяется по расчетному рабочему парку и коэффициенту технической готовности:

Число смен работы	Одна	Две	Три
Коэффициент технической готовности	0,85	0,80	0,70

9.5.6. Для планировки проездов в забоях предусматриваются бульдозеры из расчета один бульдозер на два рабочих экскаватора.

9.5.7. Перечень оборудования для вспомогательных работ и хозяйственных нужд приведен в табл. 40 и принимается исходя из конкретных условий строительства предприятия.

9.6. НОРМЫ РАСХОДА ОСНОВНЫХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

9.6.1. Расход дизельного топлива автосамосвалами на 100 км пробега.

Тип автосамосвала (грузоподъемность, т)	МАЗ-205 (5)	МАЗ-503Б (7)	КрАЗ-256 (12)
Расход топлива, кг	39	35	52

Тип автосамосвала (грузоподъемность, т)	БелАЗ-540 (27)	БелАЗ-548 (40)
Расход топлива, кг	126	155

9.6.2. Расход смазочных материалов в зависимости от расхода жидкого топлива, %:

консистентная смазка для всех типов автомобилей — 0,6;

масло для двигателей автомобилей: с карбюраторными двигателями — 3,5, с дизельными — 5;

трансмиссионное масло для автомобилей с числом ведущих осей: одной — 0,8, несколькими — 1,5.

9.6.3. Амортизационный пробег шин для автосамосвалов устанавливается в размере 35—40 тыс. км.

Глава 10. ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ ТРАНСПОРТ

10.1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

10.1.1. Карьерные железные дороги следует проектировать, руководствуясь СНиП II-46—75 «Нормы проектирования. Промышленный транспорт».

10.1.2. Все вновь строящиеся и реконструируемые железнодорожные пути карьеров должны проектироваться под тепловозную и электровозную тягу.

10.2. НОРМЫ ДЛЯ РАСЧЕТА ПОТРЕБНОСТИ В ПОДВИЖНОМ СОСТАВЕ

10.2.1. Среднерейсовые скорости движения для определения времени хода поезда принимаются на постоянных путях — 25—30 км/ч, на передвижных — 15 км/ч.

10.2.2. Время погрузки железнодорожного состава определяется по часовой производительности экскаватора.

10.2.3. Время разгрузки одного думпкара принимается равным 2 мин. При разгрузке состава в приемные бункера дробильных отделений и меньшей емкости бункеров по сравнению с емкостью состава при определении времени разгрузки составов надо исходить из производительности дробилки.

10.2.4. При определении расчетного сменного грузооборота принимается коэффициент неравномерности выдачи горной массы из карьера — 1,1.

10.2.5. Коэффициент использования подвижного состава во времени принимается 0,93.

10.2.6. Количество резервного подвижного состава принимается в соответствии с табл. 41.

Таблица 41

Резерв рабочего парка подвижного состава

Наименование оборудования	Значения				
Число рабочих локомотивов	До 5	6—10	11—20	21—30	Более 30
Резерв, %	20	15	12	10	8
Число рабочих вагонов	До 30	31—60	61—100	Более 100	
Резерв, %	10	9	8	7	

10.3. ТЯГОВЫЕ РАСЧЕТЫ

10.3.1. Тяговые расчеты по движению поездов на постоянных карьерных откаточных путях должны производиться по общепринятым нормативам. Значения основных удельных сопротивлений движению приведены в табл. 42. Дополнительное

удельное сопротивление движению при трогании поезда с места принимается 4 кг/т.

10.3.2. При определении касательной силы тяги локомотива принимаются следующие коэффициенты сцепления: при трогании с места — 0,30, при установившемся движении — 0,22.

Таблица 42

Основные удельные сопротивления движению поездов, кг/т

Постоянные пути		Пути в забое и на отвале	
Состав		Состав	
груженый	порожний	груженый	порожний
3,4	4,0	6,5	7,5

10.3.3. Длина тормозного пути принимается равной 300 м.

10.4. НОРМЫ РАСХОДА ОСНОВНЫХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

10.4.1. Расход электроэнергии и топлива на движение поездов определяется следующим расчетом:

а) механическая работа a, производимая поездом при движении в один конец, определяется по формуле (в кгм)

$$a = 1000 (P + Q) \sum (W_0 + i) L,$$

где P — масса локомотива, т;

Q — масса вагонного состава, т;

W_0 — удельное основное сопротивление движению поезда, кг/т (см. табл. 42);

i — подъем участка пути с учетом сопротивления от кривых, о/оо;

L — длина участка пути, км;

б) механическая работа A, производимая поездом при перевозке горной массы $Q_г$ (в т в год), определяется по формуле (в кгм)

$$A = (a_п + a_г) Q_г / Q_н,$$

где $a_п$; $a_г$ — механическая работа, производимая поездом за один рейс в порожнем и грузовом направлениях;

$Q_н$ — масса одного состава, т (нетто);

в) расход электроэнергии E на движение поезда при электрической тяге вычисляется по формуле (в кВт · ч)

$$E = A/(1000 \cdot 367 \eta_0),$$

где η_0 — к. п. д. электровоза, равный 0,7;

г) расход дизельного топлива T на движение поезда при тепловозной тяге вычисляется по формуле (в кг)

$$T = A/(427 \cdot 10\,000\eta_0),$$

где 427 — механический эквивалент 1 ккал;
10 000 — средняя калорийность дизельного топлива, ккал/кг;
η_0 — средний к. п. д. тепловоза, равный 0,28.

Глава 11. НОРМАТИВЫ НА ПОГРУЗКУ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ В ТРАНСПОРТНЫЕ СРЕДСТВА

11.1. ПОГРУЗКА В ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЕ ВАГОНЫ МИНИСТЕРСТВА ПУТЕЙ СООБЩЕНИЯ

11.1.1. В соответствии с Уставом железных дорог Союза ССР сроки погрузки вагонов механизированным способом устанавливаются расчетным путем с учетом применяемых средств механизации, устройств и сооружений, предназначенных для погрузки, и максимального использования их.

11.1.2. Расчет технического оснащения фронтов погрузки на вновь проектируемых и реконструируемых предприятиях производится в соответствии с «Методикой расчета технического оснащения фронтов погрузки — выгрузки», утвержденной Министерством путей сообщения 7 июля 1974 г.

11.1.3. Для предприятий промышленности нерудных строительных материалов характерны детерминированный режим работы внешнего транспорта и маршрутная погрузка вагонов.

Для этого случая методикой, указанной в 11.1.2, рекомендуется следующая формула для определения технической оснащенности фронтов погрузки

$$Z = \sqrt{365Nmqa_в/[ПK_м(\alpha+\gamma)]},$$

где Z — количество погрузочных устройств или механизмов;
N — среднесуточное количество отгружаемых вагонов;
m — состав маршрута в учетных вагонах;
q — средняя статическая нагрузка учетного вагона (27 т);
$a_в$ — приведенная стоимость одного вагоно-часа простоя (0,6 руб.);
$П$ — часовая эксплуатационная производительность погрузочного устройства или механизма, т/ч;
$K_м$ — стоимость погрузочного устройства или механизма, руб.;
α — годовые отчисления на амортизацию погрузочных устройств или машин, выраженные в долях;
γ — коэффициент эффективности капиталовложений, выраженный в долях.

11.1.4. Погрузка готовой продукции производится, как правило, через узлы погрузки производительностью 800÷1000 т/ч

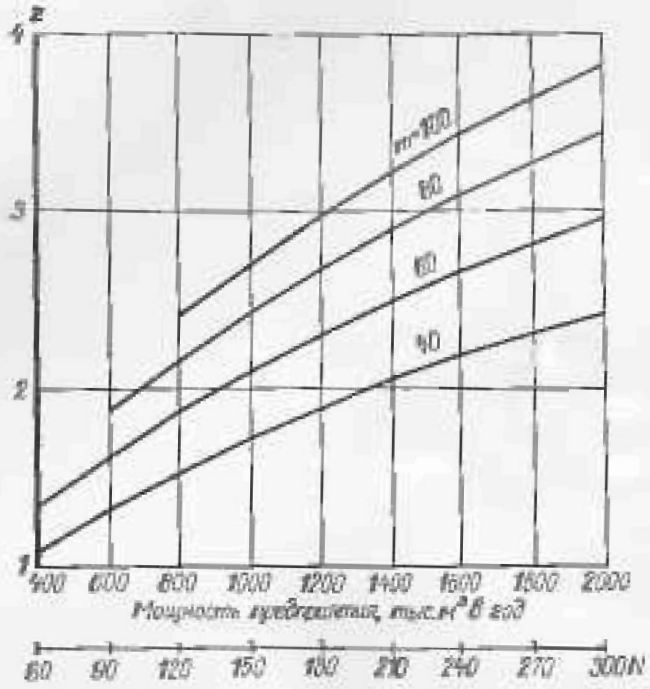


Рис. 4. Техническая оснащенность фронтов погрузки готовой продукции при использовании узлов погрузки ($П$=800÷1000 т/ч; $К_м$=80 тыс. руб.; α=0,07; γ=0,12)

или экскаваторами с ковшами емкостью 2,5 м³ и более.

11.1.5. На рис. 4 и 5 приведены графики для определения количества узлов погрузки или экскаваторов, построенные по приведенной выше формуле. Полученные из графиков значения округляются до целого числа.

11.1.6. Количество узлов погрузки и экскаваторов может быть увеличено против расчетного по условиям компоновки складов готовой продукции.

11.1.7. Время погрузки маршрута определяется из условия одновременной работы всех фронтов погрузки.

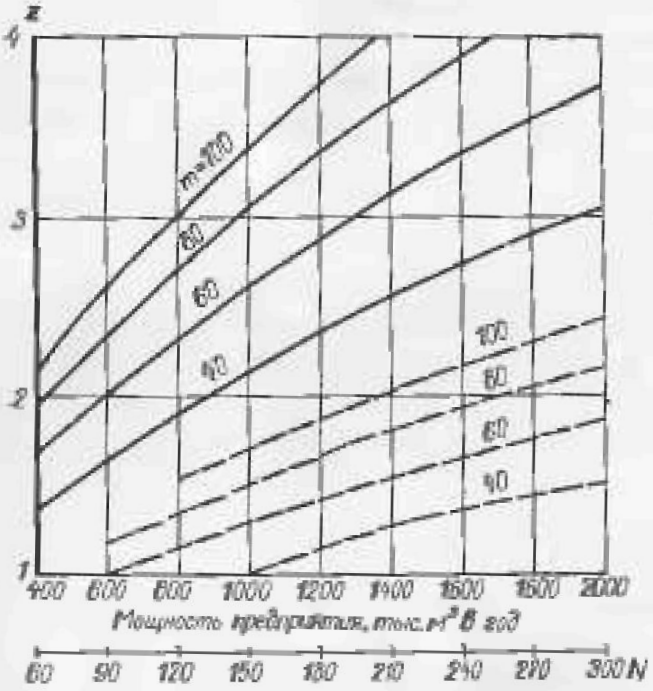


Рис. 5. Техническая оснащенность фронтов погрузки готовой продукции при использовании одноковшовых экскаваторов

——— экскаваторы Э-2505 ($П$=450 т/ч; $К_м$=65 тыс. руб.; α=0,15; γ=0,12); — — — экскаваторы ЭКГ-4,6 ($П$=830 т/ч; $К_м$=123 тыс. руб.; α=0,1 γ=0,12)

11.2. ПОГРУЗКА В АВТОТРАНСПОРТНЫЕ СРЕДСТВА

11.2.1. Нормы времени на погрузку готовой продукции в автомобили-самосвалы принимаются по «Справочнику единых тарифов на грузовые и пассажирские перевозки и услуги автомобильного транспорта»:

Грузоподъемность автомобиля (автопоезда), тс	До 3,5	3,51—5,0	5,01—10,0	10,1—25,0	Более 25,0
Норма времени, мин	2,0	2,2	3,0	3,2	5,0

Глава 12. КОНВЕЙЕРНЫЙ И ЭЛЕВАТОРНЫЙ ТРАНСПОРТ

12.1. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ КАРЬЕРНОГО КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

12.1.1. Эффективная область применения конвейерного транспорта начинается с производительности 300 т/ч при количестве смен в году не менее 500.

Эффективность конвейерного транспорта возрастает с увеличением мощности предприятия и расстояния транспортировки. Целесообразность его применения обосновывается технико-экономическим сравнением с конкурирующими видами транспорта.

12.1.2. Максимальный размер куска при конвейерном транспорте дробления в передвижной, полустационарной и стационарной дробилках, а также после дробления негабарита на узле грохочения не должен превышать размеров, приведенных в табл. 43.

Таблица 43

Максимальный размер кусков транспортируемого материала, мм

Ширина ленты B, мм	Содержание максимальных кусков по массе в транспортируемом материале, %						
	5	10	20	50	80	90	100
500	200	160	150	120	100	90	90
650	270	220	200	160	140	130	120
800	350	300	250	220	200	170	160
1000	—	360	360	300	250	220	200
1200	—	—	400	360	300	280	250
1400	—	—	—	400	350	330	300
1600	—	—	—	—	400	350	320
2000	—	—	—	—	—	450	400

12.1.3. Для транспортирования валунно-гравийно-песчаной массы и рыхлых пород вскрыши с включением валунов необходимо из массы удалить валуны крупнее размеров, указанных в табл. 43.

12.1.4. Конвейерный транспорт валунно-гравийно-песчаной массы, добытой из-под воды, допустим только после ее обезвоживания.

12.1.5. Приводные станции мощных забойных конвейеров устанавливаются на самоходные тележки, а последние — на рельсы. Линейные и переходные секции, а также концевая станция устанавливаются на шпалы, скрепленные рельсами, по которым передвигается загрузочное устройство и которые служат для передвижки конвейера турнодозером.

12.1.6. Как правило, стационарные (магистральные) конвейеры следует устраивать открытыми, с местными укрытиями. В районах со снежными заносами стационарные (магистральные) конвейеры следует размещать в неотапливаемых галереях.

12.1.7. Элементы карьерного конвейерного транспорта принимаются по нормативам внутризаводского конвейерного транспорта.

12.2. УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ВНУТРИЗАВОДСКОГО КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА

12.2.1. Ленточные конвейеры используются для транспортирования горной массы между заводскими корпусами, для передачи материала на последующую переработку внутри производственных корпусов, а также для выдачи готовой продукции на склады и погрузочные устройства.

12.3. ВЫБОР КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТЫ

12.3.1. Ширина конвейерной ленты определяется расчетом в зависимости от массовой или объемной производительности или принимается по табл. 44. При этом бо́льшая производительность с установкой боковых роликов под углом 30° принимается для конвейеров длиннее 50 м. Кроме того, ширина ленты проверяется по крупности транспортируемого материала (см. табл. 43) и уточняется расчетом на прочность.

12.3.2. Тип ленты выбирается в зависимости от характеристик транспортируемого материала и условий применения конвейера по табл. VIII.3 приложения VIII.

12.3.3. Методика расчета ленточных конвейеров приведена в приложении VIII.

12.3.4. Расчет конвейеров с шириной ленты 1600 и 2000 мм длиннее 100 м и конвейеров с меньшей шириной ленты длиннее 800 м производится по точкам по методике института ВНИИПТмаш (Машины непрерывного транспорта. Под ред. В. И. Плавинского. М., «Машиностроение», 1969).

12.3.5. Ширина конвейерных лент в соответствии с ГОСТ 10624—63 и нормативами СЭВ и ИСО принимается равной 500, 650, 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 1800 и 2000 мм.

Таблица 44

Объемная производительность ленточных конвейеров, м³/ч

Ширина ленты, мм	Угол наклона конвейера, град.	Скорость ленты, м/с													
		0,8		1,0		1,25		1,6		2,0		2,5		3,15	
		Угол наклона боковых роликов, град													
		20	30	20	30	20	30	20	30	20	30	20	30	20	30
500	0—10	56	69	70	86	88	108	112	138	140	172	175	215	220	272
	11—15	52	63	64	79	80	97	103	126	128	158	160	196	202	248
	16—18	46	57	58	72	73	90	93	115	116	144	145	180	183	226
650	0—10	99	113	124	142	154	177	197	227	248	284	308	355	391	450
	11—15	94	107	118	135	146	168	187	216	236	270	293	337	371	427
	16—18	89	102	112	128	139	159	177	204	223	256	277	319	352	405
800	0—10	150	173	188	216	235	270	300	346	376	432	470	541	593	681
	11—15	142	164	177	205	223	257	285	329	357	410	446	513	563	647
	16—18	135	156	169	194	211	243	270	311	338	389	423	487	533	613
1000	0—10	235	270	294	338	368	422	470	541	588	676	735	845	926	1064
	11—15	223	256	279	321	350	401	446	513	559	642	698	803	880	1011
	16—18	211	243	265	304	331	380	423	487	529	608	661	760	833	958
1200	0—10	—	—	423	487	530	608	678	779	848	973	1058	1217	1334	1533
	11—15	—	—	402	463	503	578	644	740	806	924	1005	1156	1267	1456
	16—18	—	—	381	438	477	547	610	701	763	875	952	1095	1200	1380
1400	0—10	—	—	—	—	720	828	920	1060	1152	1325	1440	1656	1812	2087
	11—15	—	—	—	—	684	787	874	1011	1094	1259	1368	1573	1721	1963
	16—18	—	—	—	—	648	745	828	954	1037	1192	1296	1490	1681	1878
1600	0—10	—	—	—	—	—	—	1204	1384	1506	1730	1882	2153	2380	2725
	11—15	—	—	—	—	—	—	1144	1345	1431	1643	1788	2055	2264	2589
	16—18	—	—	—	—	—	—	1084	1246	1855	1557	1694	1947	2142	2452
2000	0—10	—	—	—	—	—	—	1880	2163	2352	2704	2940	3380	3704	4259
	11—15	—	—	—	—	—	—	1786	2055	2234	2569	2793	3211	3519	4046
	16—18	—	—	—	—	—	—	1692	1947	2117	2434	2646	3042	3334	3833

Примечание. Объемная производительность определена для материалов с углом естественного откоса в покое $\beta = 40°$.

12.3.6. Толщина обкладок ленты принимается в зависимости от крупности и абразивности транспортируемого материала.

Транспортируемый материал	Песок, гравий и щебень	Дробленый камень и валуны крупностью до 350 мм	Материал крупностью более 350 мм
Толщина обкладок, мм:			
верхняя	4,5	6	8
нижняя	2	2	2

Толщина ленты суммируется из толщины прокладок и обкладок. Толщина прокладок приведена в табл. VIII.3 приложения VIII.

12.4. ТРАССА КОНВЕЙЕРА

12.4.1. Трасса конвейера должна иметь минимальное число перегибов. Конвейеры со средним углом наклона менее максимально допустимого выполняются на надземном участке горизонтальными с дальнейшим переходом на максимально допустимый уклон.

12.4.2. Выбранные длина и высота транспортирования должны обеспечиваться стандартным оборудованием (тяговая способность привода и прочность ленты).

12.4.3. Рекомендуемые максимальные углы наклона ленточных конвейеров в зависимости от транспортируемого материала, град.:

камень дробленый крупностью, мм:	
до 350	16
» 150	18
щебень рядовой крупностью до 70 мм	20
» сортированный	18
гравийно-валунная масса крупностью, мм:	
до 300	14
» 150	16
гравий сортированный	16
гравийно-песчаная масса с содержанием песка, %:	
до 50	18
более 50	20
песок влажностью, %:	
до 5	20
5,1—12	18
более 12	14
глина сухая комовая	18

Предельный угол наклона ленточных конвейеров, работающих под уклон, должен быть меньше на 6—8°, чем у конвейеров, транспортирующих соответствующие материалы на подъем, но не более 10—12°.

Таблица 45

Наименьший радиус выпуклых участков, м

Тип ленты	Угол наклона боковых роликов опор, град.	Ширина ленты B, мм							
		500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Резинотканевые всех типов	20	6,0	8,0	10,0	12,0	14,0	17,0	19,0	24,0
	30	7,5	10,0	12,0	15,0	18,0	21,0	24,0	30,0

12.4.4. Для выпуклых и вогнутых криволинейных участков конвейера (при переходе от наклонного участка на горизонтальный и наоборот или при переходе от одного угла наклона к другому) принимаются наименьшие радиусы по табл. 45 и 46, соответственно в зависимости от типа и ширины ленты и угла наклона боковых роликов роликоопор средней части конвейера.

Таблица 46

Наименьший радиус вогнутых участков, м

Тип ленты	Ширина ленты *B*, мм							
	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Резинотканевые на основе комбинированных тканей (РЛХ)	—	—	100	125	150	175	200	240
То же, синтетических тканей (2ТА, 2К, 2А, 3К, 3А, ТК, ТА)	—	—	120	150	180	210	240	300

Примечание. Для конвейеров с приводом мощностью 100 кВт и более радиус вогнутых участков определяется расчетом. Методика их расчета и построения криволинейных участков приведена в приложении VIII.

12.4.5. Натяжное устройство для конвейеров средней длины и мощности (до 250 м), как правило, размещается в хвостовой части конвейера. Тип устройства — винтовое или тележечное. Для более длинных конвейеров натяжное устройство располагается на первой трети длины конвейера от головного (приводного) барабана. Тип устройства — лебедочное или вертикальное (определяется по табл. 47).

Таблица 47

Типы натяжных устройств

Тип устройства	Длина конвейера, м			
	До 30	30—50	50—250	Более 200
Винтовое:				
ход 500 мм	+	—	—	—
» 800 »	—	+	—	—
Грузовое:				
тележечное	—	—	+	—
вертикальное . . .	—	—	+	+
Лебедочное	—	—	—	+

Примечания: 1. Вертикальное натяжное устройство рекомендуется применять при транспортировании незатрясаемых материалов.

2. Ход натяга грузовых и лебедочных натяжных устройств определяется в соответствии с приложением VIII.

12.4.6. Для конвейеров с разгрузочными барабанными тележками принимается натяжное устройство тележечного или вертикального типа независимо от длины конвейера.

12.5. СКОРОСТЬ ДВИЖЕНИЯ ЛЕНТЫ

12.5.1. Скорость ленты должна соответствовать следующему ряду скоростей: 0,5; 0,63; 0,8; 1,0; 1,25; 1,6; 2,0; 2,5; 3,15 м/с. Допускается отклонение от указанных скоростей в пределах ±10%.

12.5.2. Допустимые (наибольшие) скорости движения ленты в зависимости от транспортируемого материала и ширины ленты, при отсутствии промежуточной загрузки и разгрузки конвейера, приведены в табл. 48.

Таблица 48

Допустимые наибольшие скорости движения ленты, м/с

Транспортируемый материал	Ширина ленты, мм						
	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Мелкозернистый пылеватый	1,0	1,0	1,0	1,25	1,25	1,6	1,6
Мелкокусковый до 60 мм	2,0	2,5	2,5	3,15	3,15	3,15	3,15
Среднекусковый до 160 мм	—	—	2,0	2,5	3,15	3,15	3,15
Крупнокусковый до 350 мм	—	—	2,0	2,5	2,5	3,15	3,15
Особо крупнокусковый более 350 мм	—	—	—	2,0	2,5	2,5	3,15

12.5.3. В особых случаях рекомендуется принимать следующие скорости лент, м/с:

для породоотборных конвейеров	0,5
при транспортировке сильно пыляющих материалов	0,5—0,8
» загрузке конвейера в нескольких точках	0,8—1,6
» наличии разгрузочной тележки	1,25—2,0
» наличии плужкового сбрасывателя	0,5—1,0
» установке на конвейере ленточных весов типа ЛТМ	до 2,5

12.5.4. Скорость движения ленты при транспортировке материала вниз не должна превышать 1,5 м/с.

12.6. ОЧИСТНЫЕ УСТРОЙСТВА И УБОРКА ПРОСЫПИ

12.6.1. Основные места очистки ленточных конвейеров от налипающего материала:

поверхности ленты: рабочая у разгрузочной (головной) части конвейера и нерабочая у натяжной (хвостовой) части; поверхности всех барабанов.

12.6.2. Барабаны очищаются прижимными металлическими скребками с обеспечением вывода материала из межленточного пространства по лоткам.

12.6.3. Для очистки рабочей поверхности лент следует применять прижимные скребки, механические вращающиеся очистители (капроновые или металлические щетки и лопастные очистители), гидросмыв ленты.

12.6.4. Двойные прижимные скребки рекомендуются при транспортировании сухих (влажность до 3%) сортированных материалов крупнее 20 мм из изверженных и метаморфических пород, высокопрочных песчаников, валунов и гравия.

12.6.5. Механические вращающиеся очистители устанавливаются при транспортировании материалов из осадочных пород с такими же характеристиками, что и п. 12.6.4.

12.6.6. Допускается применение механических очистителей при транспортировании всех других более липких материалов в случае отсутствия использования производственной воды для промывки готовой продукции или очистки аспирируемого воздуха.

12.6.7. Для условий, указанных в п. 12.6.6, в целях уменьшения количества просыпи по длине галереи, у разгрузочной части конвейеров длиной 50 м и более рекомендуется предусматривать переворачивание холостой ветви ленты на 180° (рабочей поверхностью вверх) с помощью специального устройства из нестандартных роликов (авторское свидетельство № 326110), разработанного ИГД Министерства черной металлургии (г. Свердловск). При этом для исключения стряхивания просыпи через края ленте придается слегка желобчатая форма установкой через две-три прямые роликоопоры одной стандартной. У натяжной (концевой) части конвейера лента вторым устройством переворачивается в исходное положение.

12.6.8. При транспортировании особо липких материалов (песчаные и песчано-гравийные смеси с содержанием глинистых частиц более 3%), рядовых кусковых материалов крупностью до 40 мм, рядовых крупно- и среднекусковых материалов (0—40÷400 мм) из осадочных пород и классифицированных материалов крупностью до 20 мм из осадочных пород рекомендуются комбинированные способы очистки — механические вращающиеся очистители и гидросмыв ленты.

12.6.9. Во всех случаях применяется гидросмыв ленты с предварительной ее очисткой и последующим снятием влаги двойными прижимными скребками.

12.6.10. Расход воды на гидросмыв ленты:

Ширина ленты, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Расход воды, м³/ч, при давлении 3 кгс/см²	5,5	6,0	6,5	8,5	10,5	11,5	13,5	15,0

12.6.11. Нерабочая сторона ленты очищается от материала, просыпавшегося на холостую ветвь ленты, прижимным плужковым очистителем, установленным в хвостовой части конвейера, перед натяжным или концевым барабаном.

12.6.12. Снятый с ленты материал (просыпь) направляется через перегрузочный узел в основной поток транспортируемого материала.

12.6.13. Под разгрузочной частью конвейера устраивается воронка для сбора и отвода просыпи такой конструкции, чтобы она примыкала к перегрузочному узлу и охватывала отклоняющий барабан. Плоскости скольжения воронок для сухой просыпи должны иметь углы наклона к горизонту не менее 60°.

12.6.14. У разгрузочной части в местах переворота ленты устанавливается ленточный или скребковый подборщик просыпи.

Лента ленточного подборщика укладывается под конвейером в желобе и периодически по мере накопления просыпи сматывается на бобину, установленную в воронке для сбора просыпи, куда последняя и ссыпается с ленты. Скребковый подборщик нижней ветвью транспортирует просыпь по желобу в сборную воронку.

12.6.15. Для облегчения ручной уборки просыпи во всех перегрузочных узлах в уровнях полов предусматриваются «окна» с приемным желобом, герметизированные резиновыми шторами.

12.6.16. Под пластинчатыми питателями тяжелого типа, подающими исходную горную массу на первичное (крупное) дробление для отвода просыпи на ленточный конвейер, устанавливаются сборные воронки. При этом воронка должна быть шире, чем полотно питателя, на 200 мм; передняя стенка воронки вплотную примыкает к перегрузочному узлу с питателя в дробилку или на грохот; задняя стенка охватывает натяжную звездочку с зазором 200—300 мм, верхняя кромка задней стенки выводится до уровня полотна питателя; стенки выполняются из листов Ст 0 толщиной 3—5 мм, крепящихся на каркасе из уголков.

12.6.17. Системы мокрой уборки просыпи предусматриваются в проектах заводов, использующих производственную воду для промывки готовой продукции или очистки аспирируемого воздуха. Просыпь убирается смывом напорной водой (3—4 кгс/см²) по наклонным чистым полам и лоткам.

12.6.18. Пульпа от гидросмыва ленты собирается в воронке и отводится по пульпопроводу или в зумпф смывного вертикального насоса, или в металлический желоб, установленный под ленточным конвейером для сбора и смыва просыпи в галереях.

12.6.19. Для уборки просыпи в наклонных галереях на полу под холостой ветвью на всю ширину конвейера устраивается металлический желоб криволинейного сечения. По этому же-

лобу просыпь периодически смывается вручную или автоматически в предыдущий корпус и по системе дренажа отводится в зумпф смывного насоса.

12.6.20. Под пластичными питателями, работающими в условиях, отличающихся от п. 2.6.16, предусматриваются желоба, по которым просыпь периодически или постоянно смывается водой.

12.6.21. В местах скопления просыпи полы и желоба выполняются с повышенными уклонами: для полов 3—5%, для лотков 5—10%, в зависимости от крупности просыпи. Лотки перекрываются съемными решетками с отверстиями размером 40 мм.

12.6.22. Для сбора смывных пульп с крупностью частиц до 5 мм вблизи мест скопления просыпи устраиваются зумпфы вертикальных песковых насосов.

12.6.23. Уборка смытой с полов крупнокусковой просыпи (до 40 мм) осуществляется механическими способами: моторным грейфером емкостью 0,4 м^3 или перфорированным (размер отверстий 7—8 мм) контейнером — 1—1,5 м^3.

12.6.24. Моторные грейферы предусматриваются при больших объемах просыпи в основных корпусах, а контейнеры преимущественно при малых объемах просыпи в небольших корпусах и перегрузочных узлах с двумя приводами конвейеров.

12.6.25. При проектировании механической уборки крупной просыпи зумпфы вертикальных насосов должны блокироваться с приямками для моторного грейфера или контейнера с исключением смежной стенки. При этом в случае блокировки с приямком для моторного грейфера дно зумпфа предусматривается выше дна приямка, а в случае блокировки с прямком для контейнера — ниже. Сливные пульпы в приямок моторного грейфера и в контейнер подводятся по лоткам.

Таблица 49

Выбор типа элеватора

Характеристика перемещаемого материала	Вид материала	Тип элеватора	Способ загрузки	Способ разгрузки	Тип ковша	Скорость движения тягового органа, м/с	
						ленты	цепи
Зернистые	Песок: сухой	Ленточный быстроходный	Зачерпыванием	Центробежный	Глубокий с цилиндрическим днищем	1,6—1,8	—
	влажный	То же	То же	То же	Мелкий с цилиндрическим днищем	1,25—1,8	—
Кусковые	Гравий, щебень крупностью до 40 мм	Цепной тихоходный	Насыпанием в ковши	Самотечный направленный	Остроугольный	0,8—1,0	0,5—0,8

Таблица 50

Рекомендации к выбору типа питателя

Тип	Область применения	Максимальная крупность материала, мм	Ширина рабочего органа; полотна, лотка (B), мм	Угол наклона, град.	Место установки
Пластинчатый (тип I)	Перемещение материалов с насыпной массой до 2,0 т/м³	900 1200 1500	1500 1800 2400	До 12 0	В узлах первичного дробления под приемными бункерами для питания головных дробилок щебеночных заводов
Пластинчатый (тип II)	То же, до 2,0 т/м³ и массой куска $m \leqslant 500$ кг	400 600 800	800 и 1000 1200 1500	До 12	То же, для гравийно-песчаных заводов
Электровибрационный (тип ПЭВ-2)	Подача из-под бункеров сыпучих материалов с содержанием пылевидных частиц до 20%	170 230 310 400 500	500 700 950 1200 1500	До 15 под уклон	Под промежуточными бункерами для питания дробилок, грохотов и другого оборудования и под промежуточными складами
Затвор секторный	Разгрузка готовой продукции	70	Размер загрузочного отверстия 700×700	—	Под складами готовой продукции
Затвор челюстной	То же, и отходов	70	То же, 500×500 и 700×700	—	Под бункерами

12.6.26. Крупная просыпь из грейфера и контейнера, перемещаемых краном или талью, разгружается в бункер с питателем, устанавливаемым над конвейером, подающим материал в процесс на переработку или в отходы.

12.7. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕВАТОРОВ

12.7.1. Для вертикального перемещения песка и малоабразивных гравия и щебня крупностью до 40 мм могут использоваться ленточные и цепные элеваторы.

12.7.2. Рекомендации по выбору типа элеватора в зависимости от характера перемещаемого материала приведены в табл. 49.

12.7.3. Методика расчета производительности элеваторов приведена в приложении IX.

12.8. ВЫБОР ТИПА ПИТАТЕЛЯ

1.8.1. Выбор типа питателя и его ширины производится по табл. 50 в зависимости от транспортируемого материала (крупность, насыпная масса, абразивность, влажность и др.), производительности, точности дозировки и диапазона ее регулирования.

12.8.2. Длина пластинчатого питателя определяется исходя из конструкции и объема приемного бункера и возможности

Таблица 51

Рекомендуемые рабочие параметры пластинчатых питателей

Типоразмер головной дробилки	Размеры загрузочного отверстия дробилки, мм	Рекомендуемые параметры питателя		
		Ширина, мм	Длина, м	
			при автотранспорте	при железнодорожном транспорте
Щековая ЩДС 1-6×9 (СМ-16Д) Роторная ДРК-8×6 (СМД-85)	600×900 630×550	1200	6—9	—
Щековая ЩДП-9×12 (СМД-58Б) Роторная ДРК-12×10 (СМД-86)	900×1200 1000×900	1500	9—12	12
Щековая ЩДП-12×15 (СМД-59А) Роторная ДРК-16×12 (СМД-95)	1200×1500 1250×1100	1800	9—12	12
Щековая ЩДП-15×21 (СМД-60А) Роторная ДРК-20×16 (СМД-87)	1500×2100 1600×1450	2400	12	15—18 (в зависимости от грузоподъемности думпкаров)

обслуживания грузоподъемными средствами приводной и натяжной головок.

12.8.3. Методика расчета производительности питателей приведена в приложении X.

12.8.4. Типоразмеры пластинчатого питателя в зависимости от головной дробилки и вида карьерного транспорта принимаются по табл. 51.

Глава 13. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

13.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ВЫБОРУ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА

13.1.1. При проектировании современных предприятий технологическая схема производства должна выбираться на основании технологических исследований полезного ископаемого месторождения, намечаемого к разработке; с учетом его качественной характеристики и требований, предъявляемых стандартами и техническими условиями к готовой продукции.

При отсутствии данных технологических исследований схемы переработки могут приниматься по действующим аналогам с учетом приведенных ниже рекомендаций.

13.1.2. Выбор оптимальной схемы переработки технологических параметров работы оборудования рекомендуется осуществлять на основе технологических расчетов с использованием ЭВМ.

13.1.3. Производство щебня из скальных пород проектируется, как правило, по трехстадийной схеме дробления с замкнутым циклом на третьей стадии. Выпуск мелких фракций принимается не менее 70%. В качестве дробильных машин рекомендуется применять щековые и конусные дробилки для переработки прочных абразивных пород и дробилки ударного действия для однородных малоабразивных пород.

13.1.4. При содержании в исходной горной массе класса 0–150 мм в количестве 40% и более перед крупным дроблением рекомендуется применять операцию предварительного грохочения.

13.1.5. Для улучшения качества продукции в схему включаются операции выделения карьерных или первичных отходов, сухого или мокрого способа очистки щебня от загрязняющих примесей. В зависимости от степени промывистости материала (легко-, средне- и труднопромывистый) промывка щебня выполняется на грохотах, в корытных или вибрационных промывочных машинах.

13.1.6. Для получения высокомарочного щебня из неоднородных по прочности карбонатных пород рекомендуется предусматривать двухпоточные технологические схемы.

13.1.7. Технологические схемы щебеночных заводов должны предусматривать возможность полной утилизации отходов.

13.1.8. При соответствующем обосновании в схему могут включаться специальные операции для получения щебня кубовидной формы, обогащения щебня по прочности.

13.1.9. Современные технологические схемы производства гравия, щебня из гравия и песка необходимо разрабатывать применительно к качественной характеристике валунно-гравийно-песчаных месторождений и содержания в них валунно-гравийной массы. Причем должны учитываться возможные колебания зернового состава горной массы по классам крупности и загрязненности как в целом по месторождению, так и отдельным его участкам.

13.1.10. Основной операцией, обеспечивающей качество гравия, щебня из гравия и песка, является в настоящее время промывка. Так же как и в схемах щебеночных заводов, эта операция выполняется в зависимости от степени промывистости материала на грохотах, корытных и вибрационных промывочных машинах. Причем корытные мойки рекомендуется устанавливать в схемах для переработки среднепромывистых материалов крупностью до 40 мм или труднопромывистых до 20 мм, а вибромойки для средне- и труднопромывистых материалов — крупностью до 150 мм.

13.1.11. Схемой должно предусматриваться, как правило, получение природного обогащенного песка, а при соответствующем обосновании — природного фракционированного, дробленого или дробленого фракционированного песка.

13.1.12. Технологические схемы должны обеспечивать гибкость в перенастройке процесса за счет оптимизации параметров работы принятого к установке оборудования, заданный ассортимент и качество продукции при максимальном ее выходе.

13.1.13. Технологические схемы для производства высококачественных заполнителей бетона должны базироваться на новом и модернизированном оборудовании, таком, как щековые дробилки типа ЩДП-90×120, ЩДП-120×150 и ЩДП-150×210, конусные дробилки грубого и тонкого дробления с диаметром конуса от 900 до 3000 мм, дробилки ударного действия крупного и среднего дробления, грохоты с увеличенной просеивающей поверхностью (не менее 8—10 м^2), вибрационные и корытные промывочные машины производительностью до 100 м^3/ч, спиральные классификаторы песка с диаметром спирали до 1500 мм, гидравлические и многокамерные классификаторы и. т. д.

13.1.14. По мере освоения промышленностью нового оборудования в схемах должны предусматриваться аппараты глубокого обезвоживания щебня, гравия, песка до влажности, безопасной от смерзания, отсадочные машины для обогащения щебня (гравия) по прочности, грохоты с просеивающей поверхностью 20 и 30 м^2, вибромойки производительностью 200 м^3/ч, грануляторы щебня и т. д.

13.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ЗАВОДА

13.2.1. Мощность щебеночного завода ($Q_{гот}$) по готовой продукции (щебню) рассчитывается по производительности дробилки крупного дробления (первой стадии дробления) по формуле

$$Q_{гот} = Q_д T_ч \gamma_{гот} \delta_{исх} / (\gamma_{оп} \delta_{гот} K_в),$$

где $Q_д$ — производительность дробильного оборудования при размере выпускных щелей, обеспечивающих максимальный выход готовой продукции, м³/ч; производительность оборудования определяется расчетом на основании паспортных данных с учетом характеристики дробимого материала (см. приложение XIV);

$T_ч$ — годовой фонд чистого времени работы оборудования, ч:

$$T_ч = TK_в,$$

где T — годовой фонд рабочего времени (принимается по табл. 1), ч;

$K_в$ — коэффициент использования оборудования во времени (принимается по табл. 52) с учетом насыщенности технологической линии завода оборудованием и характеристики перерабатываемого материала; проектные решения должны обеспечивать значение $K_в$ не менее 0,85;

$\gamma_{гот}$ — выход готовой продукции (щебня), доли единицы от исходной горной массы; определяется расчетом качественно-количественной схемы исходя из среднего гранулометрического состава исходного материала;

$\delta_{исх}$, $\delta_{гот}$ — насыпная масса соответственно исходного сырья и готовой продукции (при отсутствии данных принимается по табл. 53), т/м³;

$\gamma_{оп}$ — количество материала, поступающего на операцию дробления, доли единицы от исходной горной массы; определяется расчетом качественно-количественной схемы с учетом максимальных колебаний гранулометрического состава исходного материала;

$K_в$ — коэффициент неравномерности подачи материала в зависимости от производственной мощности предприятия:

Мощность предприятия, тыс. м³ в год	Менее 500	501—2000	Более 2000
Значение $K_в$	1,15	1,1	1,05

Таблица 52

Значения коэффициента использования оборудования во времени $K_в$

Режим работы и перерабатываемые породы	Количество последовательно установленных единиц оборудования в технологических линиях завода			
	До 15	16—20	21—25	26—30
Трехсменный				
Прочные абразивные породы и гравийно-песчаная масса с содержанием валунов и гравия 70% и более . .	0,85	0,82	0,79	0,76
Малоабразивные породы и гравийно-песчаная масса с содержанием валунов и гравия до 70%	0,88	0,85	0,82	0,79
Двухсменный				
Прочные абразивные породы и гравийно-песчаная масса с содержанием валунов и гравия 70% и более . .	0,9	0,87	0,84	0,81
Малоабразивные породы и гравийно-песчаная масса с содержанием валунов и гравия до 70%	0,93	0,90	0,87	0,84

Примечание. Под количеством оборудования в технологических линиях понимается максимальное число машин и транспортных средств, последовательно установленных между промежуточными емкостями и складами готовой продукции, остановка которых вызывает прекращение работы завода с потерей его производственной мощности 50% и более. Объем промежуточной емкости принимается не менее 0,5 ч работы завода.

Таблица 53

Рекомендуемые значения насыпной массы, т/м³

Материал	Перерабатываемые породы	
	изверженные, метаморфические	карбонатные
Исходная горная масса	1,7—1,8	1,6—1,7
Щебень, гравий крупностью, мм:		
5—10, 10—20, 20—40, 40—70	1,30—1,45	1,25—1,40
5—20	1,35—1,40	1,30—1,35
5—70	1,45—1,5	1,35—1,40
Песок:		
природный или обогащенный	1,65	1,65
фракционированный:		
крупная фракция	1,55	1,55
мелкая фракция	1,65	1,65
из отходов дробления	1,45—1,50	1,45—1,50

13.2.2. При установке на первой стадии дробления дробилок ударного действия производственная мощность щебеночного предприятия принимается по табл. 2 и уточняется расчетом в соответствии с характеристикой исходной горной массы в увязке с оптимальными рабочими параметрами дробильного оборудования.

13.2.3. Мощность гравийно-песчаного завода по готовой продукции $Q_{гот}$ (щебень, гравий и песок) определяется производительностью дробилок мелкого дробления и рассчитывается по формуле

$$Q_{гот} = Q_д T_ч \gamma_{гот}^2 \delta_{исх} / [\gamma_{оп} (\gamma_{щ} \delta_{щ} + \gamma_г \delta_г + \gamma_п \delta_п) K_н],$$

где $\gamma_{щ}$, $\gamma_г$, $\gamma_п$ — выходы соответственно щебня, гравия и песка, доли единицы от исходной горной массы; определяются расчетом качественно-количественной схемы исходя из среднего гранулометрического состава исходного материала;

$\delta_{щ}$, $\delta_г$, $\delta_п$ — насыпная плотность щебня, гравия и песка, т/м^3.

Остальные значения параметров, входящих в формулу, приведены выше.

13.2.3. Производительность завода по исходной горной массе определяется по формуле (в тыс. м^3 в год)

$$Q_{исх} = Q_{гот} \delta_{гот} / (\gamma_{гот} \delta_{исх}).$$

Глава 14. НОРМАТИВЫ ДЛЯ ВЫБОРА И РАСЧЕТА ОБОРУДОВАНИЯ

14.1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ВЫБОРУ И РАСЧЕТУ ОБОРУДОВАНИЯ

14.1.1. Выбор и расчет основного технологического оборудования производится в соответствии с принятой технологической схемой по максимальной часовой нагрузке на технологические операции и в зависимости от крупности и физико-механических свойств перерабатываемого материала.

14.1.2. Установка резервного оборудования должна быть обоснована проектом.

14.1.3. Максимальная часовая нагрузка ($q_{оп}$) на технологические операции определяется по формуле (в т/ч)

$$q_{оп} = Q_{гот} \delta_{гот} \gamma_{оп} K_н / (T_ч \gamma_{гот}) \delta_{исх}.$$

Значение коэффициента $K_н$ принимается равным единице — при условии подачи материала на операции после промежуточных складов или промежуточных бункеров; при отсутствии в технологической схеме указанных емкостей значение $K_н$ принимается по п. 13.2.1.

14.2. ВЫБОР ТИПА ДРОБИЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПО РАЗМЕРУ ЗАГРУЖАЕМОГО КУСКА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

14.2.1. Дробилки, устанавливаемые на последовательных стадиях дробления, должны быть увязаны между собой по производительности и размеру куска в питании и продуктах

Таблица 54

Рекомендуемые сочетания дробилок по стадиям дробления при переработке однородных абразивных пород

Стадия дробления		
первая	вторая	третья
ЩДП-9×12 (СМД-58Б или СМД-111 *)	КСД-1750 Гр или КСД-2200Т	КМД-1750 Гр (Т)
ЩДП-12×15 (СМД-59А или СМД-118)	КСД-2200 Гр	КМД-2200 Гр (Т)
ЩДП-15×21 (СМД-60А или СМД-117) или ККД-1200/150	КСД-2200 Гр или КСД-3000 Т	КМД-2200 Гр (Т) или КДМ-3000 Т *

* При серийном производстве дробилок.

Таблица 55

Рекомендуемые сочетания дробилок при переработке однородных малоабразивных пород

Стадия дробления		
первая	вторая	третья
ДРК-16×12 (СМД-95); ЩДП-9×12 (СМД-58Б или СМД-111)	ДРС-10×10 (СМД-75)	ДРС-10×10 (СМД-75)
ДРК-16×12 (СМД-95); ЩДП-9×12 (СМД-58Б или СМД-111)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)	—
ДРК-20×16 (СМД-87); ЩДП-12×15 (СМД-59А или СМД-118)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)	ДРС-10×10 (СМД-75) или ДРС-12×12 (СМД-94)
ДРК-20×16 (СМД-87); ЩДП-12×15 (СМД-59А или СМД-118)	ДРС-10×10 (СМД-75) ДРС-12×12 (СМД-94)	—

Примечания к табл. 54 и 55: 1. Двухстадийная схема дробления рекомендуется при выпуске продукции до 70 мм и выходе мелких фракций щебня до 30%.

2. В скобках указаны заводские индексы оборудования.

3. Применение дробилок СМД-111 и СМД-118 намечается после их серийного производства.

разгрузки. Максимальный размер куска в разгрузке предыдущей дробилки не должен превышать допустимую крупность в питании последующей дробилки, принимаемую равной 0,8—0,85 ширины ее приемного отверстия.

14.2.2. Рекомендуемые сочетания дробилок на разных стадиях дробления для щебеночных и гравийно-песчаных заводов приведены в табл. 54, 55 и 56. Работа дробилок третьей стадии дробления предусматривается в замкнутом цикле.

Таблица 56

Рекомендуемые сочетания дробилок при переработке гравийно-песчаной массы

Характеристика горной массы		Стадия дробления		
крупность валунов	содержание гравия, %	первая	вторая	третья
До 500	До 50	ШДС-1-6×9 (СМ-16Д или СМД-110) То же	КСД-1750Т (Гр) КСД-1750Т	КМД-1750 Гр (Т) —
До 500	Более 50	ШДС-1-6×9 (СМ-16Д или СМД-110) То же	КСД-1750Т (Гр) КСД-2200Т КСД-2200Т	КМД-1750Гр (Т) КМД-2200Гр (Т) —
До 700	До 50	ШДП-9×12 (СМД-58Б или СМД-111)	КСД-1750 (Гр) КСД-2200Т	КМД-1750Гр (Т) КМД-2200Гр (Т)
До 700	Более 50	ШДП-9×12 (СМД-58Б или СМД-111)	КСД-1750 (Гр) КСД-2200Т	КМД-1750Гр (Т) КМД-2200Гр (Т)

Примечания: 1. Рекомендуемые сочетания дробилок даны для технологических схем с раздельной выдачей щебня и гравия.

2. Двухстадийная схема может применяться при выпуске щебня из гравия крупностью до 40 мм, а трехстадийная — до 20 мм.

3. Применение дробилок СМД-110 и СМД-111 намечается после их серийного производства.

14.3. ВЫБОР ТИПА ГРОХОТОВ

14.3.1. Выбор типа грохотов определяется: назначением операции, границей разделения, требуемыми эффективностью и производительностью, физико-механическими свойствами материала (максимальная крупность, гранулометрический состав, влажность, содержание глины), а также условиями работы (табл. 57).

14.3.2. Грохоты должны оснащаться ситами, выполненными из стальной износостойкой проволоки.

С целью увеличения срока службы сит рекомендуется оснащать грохота резиновыми ситами для грохочения материала: по $d_{гр}$=20 мм и $d_{гр}$=40 мм — ячейковыми, по $d_{гр}$=10 мм — струнными типа «Каскад» конструкции института ВНИИнеруд, по $d_{гр}$=5 мм — струнными конструкции института ВНИПИИстромсырье или Укрнинуглеобогащение.

Таблица 57

Выбор типа грохота

Тип грохота	Назначение операции	Наибольший кусок в питании, мм	Граница разделения, мм	Угол наклона, град
Неподвижный колосниковый	Предварительное грохочение исходной горной массы на гравийно-песчаных заводах	До 1000	80—200	35—40
Инерционный тяжелого типа ГИТ	Предварительное грохочение перед первичным дроблением на щебеночных и гравийно-песчаных заводах	» 1500	80—200	15—25
То же	Предварительное грохочение перед вторичным дроблением	» 400	20—150	15—25
Инерционный среднего типа ГИС	Предварительное и поверочное грохочение перед третьей стадией дробления, грохочения на товарные фракции, промывка гравия и щебня при совмещении ее с грохочением на товарные фракции	» 150	5—70	10—20

14.4. ВЫБОР ПРОМЫВОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ. НОРМЫ РАСХОДА ВОДЫ

14.4.1. Тип промывочной машины выбирается в зависимости от промывистости и крупности материала.

14.4.2. Промывистость — свойство материала очищаться от загрязняющих примесей под действием водной среды и механических воздействий. Параметры промывистости материала устанавливаются по результатам опытной его промывки. При отсутствии опытных данных оценка промывистости материала принимается по табл. 58.

14.4.3. Область применения промывочных машин в зависимости от степени промывистости материала, необходимое время его промывки и нормы расхода воды приведены в табл. 59.

После промывки в специальных аппаратах (корытные мойки, скрубберы, вибромойки) материал рекомендуется ополаскивать на грохотах, совмещая эту операцию с предварительным товарным грохочением.

Таблица 58

Классификация материалов по промывистости

Материал	Характеристика глинистых примесей		Параметры промывистости *		Удельный расход энергии на промывку, кВт·ч/т	Примеры характерных материалов
	Практическая прочность, кгс/см²	Содержание частиц менее 0,05 мм, %	Характерное время промывки $t_{пр}$, с	Коэффициент промывистости К		
Легкопромывистый	Менее 1,5	Менее 25	Менее 50	Более 1,0	Менее 0,25	Щебень (Енакиевский комбинат нерудных строительных материалов)
Среднепромывистый	1,5—3,0	25—50	50—150	1,0—0,5	0,25—0,50	Щебень и гравий (Сычевский горнообогатительный комбинат, Дровнинское карьероуправление, Петровское карьероуправление)
Труднопромывистый	Более 3,0	Более 50	150—300	Менее 0,5	0,5—1,0	Щебень (Жирновское карьероуправление, Березовское карьероуправление

* Определяются по методике института ВНИИнеруд. Классификация материалов по промывистости разработана Гуревичем В. Г.

Таблица 59

Область применения промывочных машин и нормы расхода воды

Материал	Крупность материала, мм	Рекомендуемый тип промывочной машины	Время промывки, мин	Расход воды, м³/т	Давление воды, кгс/см²
Легкопромывистый	0—70	Виброгрохот с брызгальным устройством		1—2	2—3
	0—5	Спиральный классификатор	До 2	1—2	1
Среднепромывистый	0—40	Корытная мойка	1—2	1,5—2,0	1—2
	5—40				
	0—150	Скруббер	2—3	3—4	2—3
	20—150	Вибромойка	1—3	1,0—1,5	1—2
Труднопромывистый	0—20	Корытная мойка	2—3	2—2,5	1—2
	5—20				
	20—150	Вибромойка	3—4	1,5—2,0	1—2
	0—300	Скруббер	3—4	4	2—3

Примечания: 1. Расход воды на ополаскивание материала на грохотах принимается равным 0,25—0,5 м³/т, причем верхний предел принимается для труднопромывистых материалов.

2. Мутность оборотной воды, используемой в технологическом процессе, должна быть не более 2 г/л.

14.4.4. Значения эффективности работы промывочных машин указаны в табл. 60.

Таблица 60

Эффективность работы промывочных машин

Операция в промывочной машине	Характеристика промываемого материала	Эффективность промывки E, %
Промывка на грохоте	Щебень (гравий) фракции 0 (5) — 20 мм, легкопромывистый	75—85
То же, после корытной мойки	То же, среднепромывистый	90—95
Промывка в корытной мойке	Щебень (гравий) фракции 0—40 (5—20) мм, среднепромывистый	85—95
То же, в вибрационной мойке	То же, 20—150 мм, труднопромывистый	85—90
То же, в спиральном классификаторе	Песок фракции 0—5 мм, легко- и среднепромывистый	85—90

14.5. ПРИЕМНЫЕ БУНКЕРА

14.5.1. Угол наклона ребра, образованного двумя соседними стенками приемного бункера, должен быть не менее 45°, а для влажных пород и пород, содержащих глинистые включения, — не менее 55° с применением воздушного обогрева стенок бункера.

14.5.2. Параметры фронтов разгрузки приемных бункеров горной массы принимаются по табл. 61.

Таблица 61

Параметры фронтов разгрузки приемных бункеров горной массы

Мощность завода, тыс. м³ в год	Число мест разгрузки		
	Грузоподъемность автосамосвала, т		
	12	27	40
1500—2000	—	2	2
1000—1500	—	1—2	1—2
700—1000	1	1	—
200—400	1	—	—

Примечания: 1. Число мест разгрузки для заводов мощностью более 2000 тыс. м³ в год определяется проектом в зависимости от типа и количества оборудования первичного дробления.

2. Ширина фронта разгрузки принимается не менее 4,5 м для автосамосвалов типа КрАЗ и 6 м — типа БелАЗ.

3. Ширина фронта разгрузки при железнодорожном транспорте — по длине вагона между осями автосцепок.

14.5.3. Высота выпускного окна определяется конструктивно и принимается равной не менее двух кусков максимальной крупности.

14.6. ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ БУНКЕРА И СКЛАДЫ

14.6.1. Типы промежуточных бункеров и складов, область их применения и их емкость выбираются по табл. 62.

Таблица 62

Промежуточные бункера и склады

Тип склада или бункера	Емкость склада или бункера, часы работы завода	Области применения
Промежуточные склады	Не менее 8	Разрыв технологической цепи между первичным и вторичным дроблением на щебеночных и гравийно-песчаных заводах
Промежуточные бункера: металлические пирамидальные или железобетонные ящичного типа	Не менее 0,5	В технологических линиях щебеночных заводов для сокращения количества оборудования, остановка которого связана с потерей производственной мощности, и оптимизации питания технологического оборудования
металлические пирамидальные или параболические	Не менее 0,5	То же, для гравийно-песчаных заводов

Примечания: 1. Железобетонные бункера ящичного типа применяются при аккумулировании хорошо сыпучего материала.

2. Высота промежуточных бункеров всех типов при заполнении бункеров реверсивным ленточным конвейером или сбрасывающей тележкой определяется из условия возможности пересыпания материала в соседние отсеки при остановке любой технологической нитки (линии) после бункеров.

3. Включение в технологическую схему заводов промежуточных складов и их использование (открытые, закрытые отапливаемые и неотапливаемые) должно быть обосновано проектом с учетом характеристики хранимого материала и климатических условий.

14.6.2. Углы наклона стенок бункеров принимаются из условий, исключающих зависание хранимого в них материала. При этом угол наклона ребра, образованного двумя соседними стенками, должен быть не менее значений, приведенных в п. 14.5.1.

14.7. ЕМКОСТЬ СКЛАДОВ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ ДЛЯ ЗАВОДОВ С КРУГЛОГОДОВЫМ РЕЖИМОМ РАБОТЫ

14.7.1. Емкость складов готовой продукции определяется исходя из производительности завода и допустимого перерыва в подаче подвижного состава под погрузку, с учетом, что в дальнейшем форсирование погрузки позволит отгрузить со складов накопившийся запас готовой продукции вместе с очередной выработкой.

14.7.2. Рекомендуемые емкости складов в зависимости от производительности завода приведены в табл. 63.

Таблица 63

Рекомендуемые емкости складов готовой продукции для заводов с круглогодовым режимом работы

Производственная мощность завода, тыс. м³/год	Рекомендуемая общая емкость склада		Площадь основания склада, тыс. м²
	в сутках по выпуску готовой продукции	тыс. м³	
Более 2000	4—5	Определяется расчетом	
2000—1500	6	46—35	11,5—8,5
1400—1000	7	38—28	9,0—7,0
800—700	8	25—22	6,0—5,0
Менее 700	8—10	Определяется расчетом	

Примечания: 1. Рекомендуемые емкости складов приведены для заводов с отгрузкой готовой продукции на железную дорогу.

2. При отгрузке готовой продукции на автотранспорт емкость складов принимается в зависимости от конкретных условий (расстояния и скорости транспортировки, производительности по отгрузке, грузоподъемности автомашин и т. п.).

14.7.3. В тех случаях, когда в связи с перевозкой сезонных грузов (зерно, овощи и др.) возможны длительные перерывы в подаче порожняка, необходимо предусматривать резервные площади для размещения аварийных складов готовой продукции; размеры площадей обосновываются проектом в каждом конкретном случае.

14.7.4. При неравномерной отгрузке готовой продукции в течение года емкость складов определяется с учетом графика ее отгрузки.

14.8. ЕМКОСТЬ СКЛАДОВ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ ДЛЯ ЗАВОДОВ С СЕЗОННЫМ РЕЖИМОМ РАБОТЫ

14.8.1. Емкость складов готовой продукции определяется исходя из обеспечения нормального круглогодового снабжения потребителей с учетом снижения потребления в зимний период.

14.8.2. Необходимая емкость складов, м³, при круглогодовой отгрузке готовой продукции с учетом неравномерности потребления песка и гравия в течение года определяется по формуле (отдельно для каждого вида продуции)

$$V_{ск} = pQ_п(365 - n)/365,$$

где $Q_п$ — годовая производительность завода по выпуску вида продукции (щебень, гравий, песок), м³;

p — коэффициент снижения потребления данного вида продукции в зимний период, доли единицы; принимается в зависимости от конкретных условий потребления; при отсутствии данных об условиях потребления p принимается равным 0,6.

n — продолжительность сезона работы, календарные дни.

Таблица 64

Типы открытых складов готовой продукции

Тип склада и краткая его характеристика	Общая емкость склада, тыс. м³	Область применения				
		Тип завода	Мощность завода, тыс м³ в год	Режим работы: производство	Режим работы: отгрузка	Складируемая продукция и особые условия
1. Конусный эстакадно-траншейный; подача продукции на склад — конвейерами с точечным сбросом, отгрузка — конвейерами	10—16	Щ, ГП	До 700	КГ	КГ	Щебень, гравий; для аварийных случаев предусматривается экскаваторная отгрузка
2. Штабельный эстакадно-траншейный; подача продукции на склад — конвейерами с передвижной сбрасывающей тележкой, отгрузка — конвейерами	25 и более	Щ, ГП	1000 и более	КГ	КГ	То же
3. Штабельно-эстакадный; подача продукции на склад — конвейерами с передвижной сбрасывающей тележкой, отгрузка — экскаваторами	25 и более	Щ, ГП	1000 и более	ГК, С	КГ	Щебень, гравий при невозможности строительства подштабельной галерен, песок — при круглогодовом производстве
4. Штабельный; подача продукции на склад — передвижными штабелеукладчиками, отгрузка — экскаваторами	50 и более	ГП, П	1000 и более	С	КГ	Щебень, гравий, песок

Примечания: 1. Тип завода: Щ — щебеночный, ГП — гравийно-песчаный; П — песчаный.
2. Режим работы: КГ — круглогодовой, С — сезонный.
3. Конвейерные галереи, в которых транспортируется мытый материал, выполняются отапливаемыми
4. Применение бункерных и силосных складов должно быть обосновано проектом.

14.9. ТИПЫ СКЛАДОВ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ

14.9.1. Типы складов и область их применения указаны в табл. 64.

14.9.2. Для сохранения качества готовой продукции на складах предусматриваются:

разделительные стенки, исключающие смешивание различных фракций продукции;

размещение рядом, как правило, смежных по крупности фракций.

14.10. ОСНОВАНИЯ ПОД СКЛАДЫ

14.10.1. Для сохранения качества готовой продукции на складах следует предусматривать основание:

для заводов с круглогодовым режимом работы — из хранимого материала, укладываемого в корыто; применение бетонного основания обосновывается проектом;

для заводов с сезонным режимом работы и круглогодовой отгрузкой готовой продукции — из хранимого материала, укладываемого в корыто.

14.10.2. При складировании промытой продукции на складах необходимо предусматривать дренажную систему.

14.11. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ КОМПОНОВКИ ЗАВОДОВ

14.11.1. Основой компоновки заводов являются максимальная блокировка технологических операций, сокращение протяженности конвейерных линий и количества конвейеров, уменьшение числа перегрузочных узлов, обеспечение удобства обслуживания и ремонта оборудования. При этом должны быть соблюдены действующие правила безопасности и промышленной санитарии.

14.11.2. Достижение максимальной блокировки оборудования в минимальном количестве производственных корпусов должно осуществляться за счет применения высокопроизводительного оборудования и его рационального размещения, самотечного, крутонаклонного и вертикального транспорта.

14.11.3. Оборудование, выполняющее одинаковые технологические операции, следует располагать в одном корпусе и по возможности на одной отметке с общим обслуживающим проходом.

14.11.4. При компоновке технологического оборудования в количестве более двух, выполняющего одинаковые операции, следует предусматривать возможность его работы в независимых технологических линиях.

14.11.5. Технологическое оборудование размещается на открытых площадках в неотапливаемых или отапливаемых зданиях, преимущественно павильонного типа, с установкой его на

Таблица 65

Перечень технологического оборудования, рекомендуемого к установке на открытых площадках или в неотапливаемых зданиях облегченного типа

Наименование	Размещение в зависимости от климатических условий (СНиП II-А.6—72)			
	Климатические районы			Особые условия
	I	II	III—IV	
Приемные бункера дробильных цехов	На открытых площадках (I—IV)			—
Гидроклассификаторы в составе гидромеханизированных заводов, цехов или установок	То же			Сезонный режим работы оборудования
Щековые дробилки с размером загрузочного отверстия до 600×900 включительно, конусные дробилки с диаметром конуса до 900 мм включительно, роторные дробилки, грохоты, классификаторы, промывочные машины и конвейеры в составе передвижных установок производительностью 200 тыс. м³ щебня в год	То же			То же
Щековые дробилки с размером загрузочного отверстия 900×1200, конусные дробилки с диаметром конуса до 1750, грохоты, классификаторы, промывочные машины и конвейеры в составе сборно-разборных автоматизированных линий производительностью 400 тыс. м³ щебня в год	То же			То же
Щековые и роторные дробилки крупного дробления, размещаемые:				
на борту карьера	—	—	На открытых площадках (III—IV)	То же
на заводе	—	—	На открытых площадках (IV); в здании облегченного типа (III)	В районах с расчетной зимней температурой до —30° С с продолжительностью периода отрицательных температур 60—120 дней в году
Конусные и роторные дробилки среднего и мелкого дробления в составе стационарных предприятий	—	—	На открытых площадках (IV); в здании облегченного типа (III)	В зимнее время предусматриваются отепление маслопровода конусных дробилок и перевод гидрозатвора с воды на масло
Грохоты для сухой сортировки материала	—	—	То же	В районах с расчетной зимней температурой до —30° С и продолжительностью периода отрицательных температур 60—120 дней в году
Промывочные машины	—	—	На открытых площадках (IV)	То же
Ленточные конвейеры	—	—	То же	Организация местных укрытий над лентой и приводом конвейеров
Ленточные конвейеры, транспортирующие сухой материал	—	—	В сооружениях облегченного типа (III)	В районах с расчетной зимней температурой до —30° С и продолжительностью периода отрицательных температур 60—120 дней в году

Таблица 66

Нормы производственной площади на единицу оборудования

Наименование и тип оборудования	Норма производственной площади на единицу оборудования, м²		
Дробилки щековые	Для корпуса без предварительного грохочения	Для корпуса с предварительным грохочением	
ЩДС-1—6×9, 600×900	—	290	
ЩДП-9×12, 900×1200×130	290	360	
ЩДП-12×15, 1200×1500×150	360	430	
ЩДП-15×21, 1500×2100×180	540	680	
Дробилки конусные КСД и КМД Т и ГР с диаметром конуса, мм	При установке в одном корпусе дробилок, шт.		
	от 1 до 3	от 4 до 6	от 7 до 12
1200	200	150	—
1750	200	150	—
2200	320	200	150
Дробилки роторные крупного дробления	Для корпуса с предварительным грохочением		
ДРК-12×10	290		
ДРК-16×12	360		
ДРК-20×16	360		
Дробилки роторные среднего и мелкого дробления	При установке в одном корпусе дробилок, шт.		
	от 1 до 3	более 4	
ДРС-10×10	200	150	
ДРС-12×12	320	200	
Грохоты	При установке в одном корпусе грохотов, шт.		
	от 1 до 4	от 5 до 8	от 9 до 24
ГИЛ-52, ГИС-52	120	150	170
Классификаторы нерудные с диаметром спирали:	При установке в одном корпусе до 4 классификаторов		
1200	110		
1500	150		

Продолжение табл. 66

Грохоты	При установке в одном корпусе грохотов, шт.		
	от 1 до 4	от 5 до 8	от 9 до 24
Мойки корытные:	При установке в одном корпусе до 4 моек		
К-7	100		
К-12, К-14	150		

площадках, не связанных с ограждающими конструкциями. Размещение на открытых площадках или в зданиях принимается в зависимости от типа оборудования, режима работы и климатических условий.

Перечень технологического оборудования, рекомендуемого к размещению на открытых площадках и в неотапливаемых зданиях облегченного типа, и условия его размещения приведены в табл. 65.

14.11.6. Тяжелое дробильное оборудование следует располагать на фундаментах, не связанных с несущими строительными конструкциями зданий, с применением виброизоляции.

14.11.7. Грохоты и другое оборудование необходимо размещать на отдельно стоящих площадках, исключающих передачу вибрации на несущие конструкции зданий, при этом необходимо предусматривать специальные меры для уменьшения вредного воздействия вибрации и шума на обслуживающий персонал.

14.11.8. Нормы производственной площади на единицу основного технологического оборудования, устанавливаемого в закрытых корпусах, с учетом соблюдения указанных правил, а также размещения необходимых вспомогательных служб, приведены в табл. 66.

14.12. НАГРУЗКИ ОТ ОБОРУДОВАНИЯ НА СТРОИТЕЛЬНЫЕ КОНСТРУКЦИИ

14.12.1. Статические и динамические нагрузки от технологического оборудования на строительные конструкции определяются по данным заводов-изготовителей, ГОСТов, каталогов в увязке с конструктивно-компоновочными решениями производственных корпусов и в соответствии со СНиП II-6—74, ч. II, Раздел А.

14.12.2. При определении нормативной вертикальной нагрузки от оборудования на перекрытие учитываются: собственная масса оборудования (включая привод, постоянные приспособ-

ления и опорные устройства); масса материала, находящегося в рабочей зоне машины, или транспортируемого груза; вертикальные нагрузки, передаваемые от другого оборудования, коммуникаций, обслуживающих площадок и т. п.; условия эксплуатации. При этом масса материала принимается в соответствии с предельным объемом заполнения, возможным при эксплуатации оборудования; масса транспортируемого груза принимается равной номинальной грузоподъемности подъемно-транспортного оборудования; собственная масса погрузчиков и других машин учитывается в рабочем (снаряженном) состоянии.

14.12.3. Сосредоточение нагрузки привязываются к разбивочным осям здания и к отметкам перекрытий с указанием габаритов оборудования и других условий приложения нагрузок.

14.12.4. Коэффициенты перегрузки для статических нагрузок от оборудования (без учета динамического воздействия) принимаются следующие:

собственная масса стационарного оборудования (включая массу привода, постоянных приспособлений и опорных устройств)	1,2
масса теплоизоляции оборудования	1,2
» материала в рабочей зоне оборудования:	
жидкостей	1,1
суспензий, шламов и сыпучих материалов	1,2
нагрузки от погрузчиков и каров	1,3

14.12.5. Динамические нагрузки от оборудования устанавливаются в соответствии с указаниями заводов-изготовителей и действующих нормативных документов по проектированию и расчету несущих конструкций зданий под оборудование с динамическими нагрузками.

Значения коэффициентов динамичности для дробильного оборудования приведены в табл. 67.

Условные коэффициенты динамичности:

ленточные конвейеры:	
средняя часть, натяжные и концевые станции, разгрузочные тележки	1,3
приводные станции	1,5
пластинчатые питатели	не менее 1,5

14.12.6. Динамическое воздействие вертикальных нагрузок от погрузчиков и каров допускается учитывать путем умножения расчетных статических нагрузок на коэффициент динамичности 1,1.

14.12.7. Нагрузки на ремонтно-монтажные площадки определяются в соответствии с массой узлов, запасных частей и деталей оборудования при выполнении ремонтных и монтажных работ.

14.12.8. Динамические нагрузки от грохотов, устанавливаемых на пружинных виброизоляторах, принимаются равными 2,5.

14.12.9. При наличии динамических нагрузок в заводских характеристиках следует принимать их значения.

Таблица 67

Динамические нагрузки от дробильного оборудования

Типоразмер дробилки	Масса дробилки, т	Нормальная инерционная сила (горизонтальная), тс	Коэффициент динамичности
Щековые:			
ЩДП-9×12	72,5	3,3	2,5
ЩДП-12×15	142,3	6,8	2,5
ЩДП-15×21	250,0	11,6	2,5
Конусные:			
КМД-1200; КСД-1200	24,0	0,8	2,5
КМД-1750; КСД-1750	50,0	6,0	2,5
КМД-2200; КСД-2200	90.0	15,0	2.5
Одороторные:			
ДРК-8×6 (СМД-85)	6,0	—	3,0
ДРК-12×10 (СМД-86)	15,0	—	3,0
ДРК-16×12 (СМД-95)	30,0	—	4,0
ДРК-20×16 (СМД-87)	68,0	—	4,0
ДРС-10×10 (СМД-75)	10,0	—	3,0
ДРС-12×12 (СМД-94)	18,0	—	3,0

Примечание. Значения динамических нагрузок уточняются по данным заводов-изготовителей.

Глава 15. НОРМАТИВЫ ДЛЯ КОНСТРУИРОВАНИЯ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УЗЛОВ

15.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

15.1.1. При конструировании перегрузочных узлов должны учитываться характер транспортируемого материала, его крупность и влажность. Узел должен обеспечивать свободное перемещение по нему материала, исключать его заклинивание или зависание и быть износоустойчивым, шумо- и пылензолированным.

15.1.2. Для защиты оборудования и придания нужного направления потокам материала в местах примыкания перегрузочных узлов к оборудованию выполняются «гасительные коробки», днище которых частично или полностью перекрывает сечение подающего желоба.

15.1.3. Перегрузочные узлы должны быть расчленены на части, обеспечивающие удобство их монтажа, ремонта и доступа к основному оборудованию. Соединения часто снимаемых частей выполняются быстроразъемными.

15.1.4. В целях экономии металла внутренние рабочие поверхности узлов для защиты от абразивного износа материала

следует выполнять «ребристыми», с «карманом» для создания защитного слоя из транспортируемого материала или футеровать каменным литьем.

15.1.5. Для уменьшения пылевыделения фланцевые соединения отдельных частей перегрузочных узлов уплотняются резиновыми прокладками, а места примыкания к основному оборудованию — гибкими манжетами из прорезиненных тканей. Места загрузки материала на ленточные конвейеры укрываются герметизированными бортами.

15.1.6. Внешние поверхности перегрузочных узлов покрываются специальными противокоррозионными и противошумными покрытиями, периодически возобновляемыми в процессе эксплуатации.

15.1.7. Желоба двурукавных перегрузочных узлов для обеспечения переключения потоков материала оборудуются заслонками с электрическим приводом.

15.2. КОНСТРУКТИВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УЗЛОВ

15.2.1. Для прямоугольных желобов в зависимости от крупности перемещаемого сыпучего материала рекомендуются следующие размеры $B \times H$ (ширина и высота):

Крупность кусков, мм, до	20	70	120	250
Минимальное сечение желоба, мм	600×400	600×600	800×600	1000×1000

15.2.2. Рекомендуемые углы наклона желобов прямоугольного сечения в зависимости от транспортируемого материала, град:

гравий сортированный крупностью, мм:	
5—20	40—45
20—70	35—40
щебень сортированный (5—20; 20—40; 40—70; 70—120 мм)	40
щебень рядовой	45
камень дробленый крупностью 0—300 мм	35—40
песок:	
сухой	40
естественной влажности	50—55
влажностью 12—18%	60—70
гипс дробленый	55
известняковая мука	55—60

При применении ребристой футеровки (см. 15.3) угол наклона плоскостей скольжения к горизонту должен быть увеличен на 5—7°.

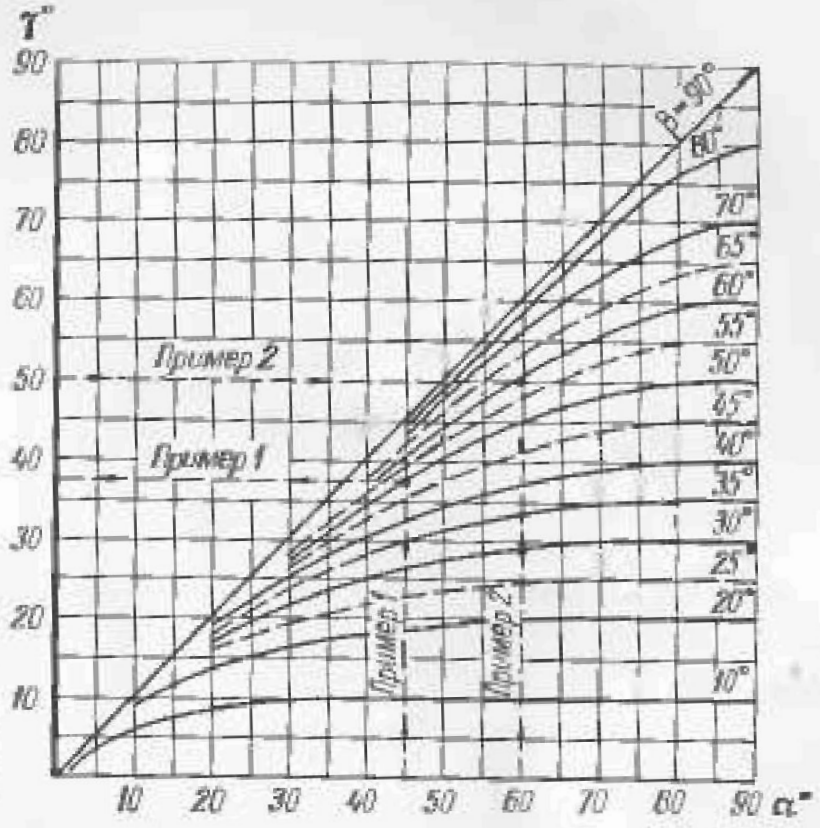


Рис. 6. Номограмма для определения углов наклона стенок перегрузочных воронок

Пример 1: $\alpha=45°$; $\beta=60°$; найти γ; пример 2: $\alpha=60°$; $\gamma=50°$; найти β; $\operatorname{ctg}\gamma=\sqrt{\operatorname{ctg}^2\alpha+\operatorname{ctg}^2\beta}$

15.2.3. При трапецеидальном сечении желоба в местах пересечения двух наклонных стенок образуется двугранный угол, ребро которого наклонено к горизонту под углом γ, меньшим угла наклона самих стенок желоба. Угол γ принимается по п. 15.2.2. При построении перегрузочного узла в соответствии с принятым углом γ определяются углы α и β — углы наклона стенок желоба, пересекающихся по этому ребру, к горизонту (рис. 6).

15.2.4. Рекомендуемые расстояния между осью приводного барабана конвейера и передней стенкой приемной воронки:

Тип конвейера	6550—80	8063—80	8063—100	8080—100
Расстояние, мм	900	1100	1100	1300
Тип конвейера	10 080—100	100 100—120	12 080—120	120 100—140
Расстояние, мм	1300	1500	1300	1500

15.2.5. Рекомендуемая высота направляющих бортов ленточных конвейеров в зависимости от крупности материала:

Максимальный размер куска, мм	150	250	400
Высота бортов, мм	300	500	700

15.3. ФУТЕРОВКА БУНКЕРОВ И ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ УЗЛОВ

15.3.1. Толщина футеровки бункеров и перегрузочных узлов приведена в табл. 68.

Таблица 68

Толщина футеровки бункеров и перегрузочных желобов, мм

Крупность материала, мм	Абразивность материала	Максимально допустимая толщина футеровки, мм	Тип футеровки
0—1000	Малоабразивный	40	Прокатная листовая сталь
	Абразивный	50	Литые стальные плиты
	Весьма абразивный	70	» » »
0—500	Малоабразивный	30	Прокатная листовая сталь
	Абразивный	40	» » »
	Весьма абразивный	60	Литые стальные плиты
0—300	Малоабразивный	20	Прокатная листовая сталь
	Абразивный	40	» » »
	Весьма абразивный	50	Литые стальные плиты
0—70	Малоабразивный	—	Ребристая (рис. 7, *а*), каменное литье (рис. 7, *б*)
	Абразивный	—	
	Весьма абразивный	—	
0—25	Малоабразивный	—	То же
	Абразивный	—	
	Весьма абразивный	—	

Примечания: 1. Толщина футеровки дана из условия одновременного действия удара и истирания.

2. Футеровка каменным литьем — плитками толщиной 20—30 мм, укладываемыми на цементном растворе (рис. 7, *б*), — применяется при наличии в материале глинистых примесей свыше 2% и при небольших ударных нагрузках (высота падения материала не более 2 м).

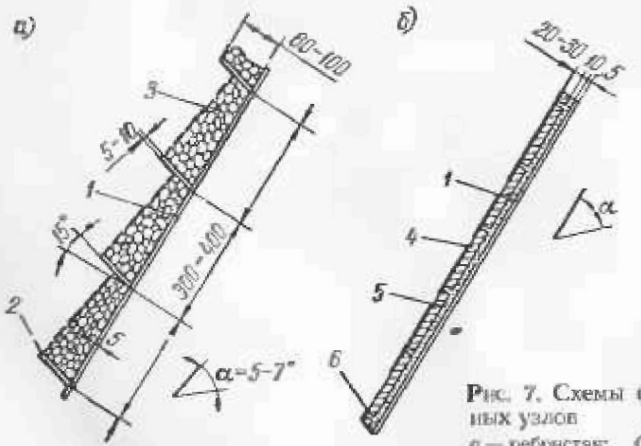


Рис. 7. Схемы футеровки перегрузочных узлов

а — ребристая; *б* — каменным литьем
1 — несущий лист рабочей поверхности
2 — ребро (ст. 3); *3* — постель из транспортируемого материала; *4* — плитки каменного литья; *5* — цемент; *6* — уго...

15.3.2. Ширина листов из прокатной стали не должна превышать 800 мм, а ширина литых стальных плит — 1200 мм. Длина листов и плит выбирается исходя из грузоподъемности подъемно-транспортных средств в надбункерном помещении.

15.3.3. Под футеровкой бункеров для крупнокускового материала (0—1200 мм) необходимо предусматривать деревянные прокладки толщиной 150—180 мм.

15.3.4. Футеровка из листовой прокатной стали толщиной до 40 мм крепится сваркой, а толщиной более 40 мм из литых стальных плит — сквозными сменными черновыми болтами с потайными головками. Диаметр болтов должен быть не менее 36 мм. В местах с повышенным износом футеровку необходимо предусматривать съемной.

Глава 16. НОРМЫ РАСХОДА ОСНОВНЫХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

16.1. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

16.1.1. Годовой расход брони для щековых дробилок подсчитывается исходя из удельных расходов брони на 1 т перерабатываемого материала, принимаемого по табл. 69.

Таблица 69

Удельный расход брони плит щековых дробилок (по данным ВНИИстройдормаша), г/т

Ширина приемного отверстия, мм	Вид движения щеки	Прочность дробимого материала на сжатие, кгс/см²				
		800	1200	1600	2000	2400
600	Сложное	40	80	140	225	320
900	Простое	8	14	24	38	53
1200	»	6	12	20	30	41
1500	»	4	8	14	22	31

Таблица 70

Расход смазочных материалов для щековых дробилок на подшипниках качения при трехсменном режиме работы, кг/год

Типоразмер дробилки	Масло индустриальное 50 или 45, ГОСТ 20799—75	Смазка НГ-1 летняя или зимняя, ГОСТ 3257—74
900×1200×130 1200×1500×150 1500×2100×180	2000	300

Примечание. Расход воды для маслоохладителя к дробилкам 1500×2100×180 составляет 10 м³/ч. Охлаждение маслосистемы щековых дробилок 900×1200×130 и 1200×1500×150 не предусматривается. Вода, подаваемая на охлаждение маслосистемы, не должна содержать взвешенных веществ более 200 мг/л и иметь нормальную жесткость.

16.1.2. Расход смазочных материалов (в кг/год) для щековых дробилок приведен в табл. 70.

16.1.3. Срок службы отдельных деталей дробилок в месяцах

футеровочные плиты и пружины	4—6
распорные плиты, вкладыши и гнезда для распорных плит, вкладыши подшипников коленчатого вала и оси подвижной щеки, вкладыши или заливка головки шатуна	10—12

16.2. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

16.2.1. Годовой расход брони, т, для конусных дробилок (загрузка 90%) приведен в табл. 71.

Таблица 71

Расход брони для конусных дробилок при трехсменном режиме работы, т/год

Тип дробилки	Прочность дробимого материала на сжатие, кгс/см²		
	более 1500	800—1500	менее 800
ККД-1200/150	152,0	61,0	24,0
КСД-2200	36,0	14,5	5,8
КМД-2200	33,0	13,2	5,2
КСД-1750	21,0	8,4	3,3
КМД-1750	20,0	7,9	3,1
КСД-1200	8,3	3,3	1,3

Примечание. Для брони применяется сталь 110Г13Л. ГОСТ 2176—67.

16.2.2. Расход баббита для единовременной заливки рабочей поверхности сферических подшипников дробилок КСД и КМД:

Типоразмер дробилки	КСД-1200 КМД-1200	КСД-1750 КМД-1750	КСД-2200 КМД-2200
Масса баббитовой заливки (баббит марки Б83 или БН), кг	15	33	46

16.2.3. Расход цинка или цинкового сплава для единовременной заливки футеровок конусных дробилок среднего и мелкого дробления указан в табл. 72.

Таблица 72

Расход цинка или цинкового сплава для единовременной заливки футеровок конусных дробилок среднего и мелкого дробления, кг

Типоразмер дробилки	Конус	
	неподвижный	подвижный
КСД-1200	160	134
КСД-1750	300	300
КСД-2200	460	500
КМД-1200	140	125
КМД-1750	320	260
КМД-2200	370	360

Примечания: 1. Рекомендуется применять цинковый сплав следующего химического состава: Cu—4—6%, Al—4—6%, Pb—2—3%, остальное — цинк.

2. Футеровки дробилок КСД-600 и КСД-900 подливаются цементным раствором, состав которого приведен в табл. 73.

16.2.4. Расход цинка или цинкового сплава для заливки футеровки подвижного конуса, а также цементного раствора для единовременной заливки футеровки неподвижного конуса конусных дробилок крупного дробления приведен в табл. 73.

Таблица 73

Расход цинкового сплава и цементного раствора на единовременную заливку футеровок конусных дробилок крупного дробления, кг

Типоразмер дробилки	Цинковый сплав	Цементный раствор
ККД-500/75	300	260
ККД-900/140	900	600
ККД-1200/150	1500	1800
ККД-1500/180	2400	3000
ККД-1500/300	3500	3200

Примечание. Цементный раствор приготовляется на цементе марки не ниже 60 и песка в соотношении 1 : 3 по массе.

16.2.5. Расход смазочных материалов и воды для конусных дробилок приведен в табл. 74.

16.3. ОДНОРОТОРНЫЕ ДРОБИЛКИ

16.3.1. Годовой расход брони бил для роторных дробилок подсчитывается исходя из удельных расходов брони на 1 т перерабатываемого материала, принимаемого по табл. 75.

Таблица 74

Расход смазочных материалов и воды для конусных дробилок при трехсменном режиме работы

Наименование	Единица измерения	Типоразмер дробилки						
		КМД-1200/150	КСД-2200	КМД-2200	КСД-1750	КМД-1750	КСД-1200, КМД-1200
		Количество дробилок, обслуживаемых смазочной станцией					
		1	1	2—3	1	3—4	1
Жидкая циркуляционная смазка							
Типоразмер смазочной станции	—	УС-125Б	УС-125Б	УС-320А	УС-63А	УС-320А	—
Производительность станции	л/мин	125	125	320	63	320	70
Расход масла индустриального 45 и 50:							
без учета регенерации	кг/год	~~2700~~	5700	22 000	4180	21 000	3390
с учетом »		2350	2450	—	1950	—	1780
Расход воды для охлаждения масла	л/мин	236	235	570	115	570	120—150
Густая смазка							
Расход смазки ИТ-1 (летняя и зимняя) на одну дробилку	кг/год	200	100		75		50
Гидроплотнение							
Емкость гидросистемы	л	—	200		2000		2000
Расход воды	л/мин	—	35—40		30—35		20—25

Примечания: 1. Вода, подаваемая на охлаждение маслосистемы и гидроуплотнение, может содержать взвешенных веществ не более 50 мг/л и иметь нормальную жесткость.
2. Ориентировочный срок смены масла индустриального 4—5 месяцев.

Таблица 75

Удельный расход брони бил для роторных дробилок на 1 т перерабатываемого материала, г

Показатели	Единица измерения	Прочность дробимого материала на сжатие, кгс/см²	
		до 800	800—1500
Окружная скорость бил	м/с	10—30	30—70
Удельный расход брони бил	г/т	50—180	

Примечание. Для брони бил применяется сталь 110Г13Л (ГОСТ 2176—67), термически обработанная.

16.4. СОРТИРОВОЧНОЕ, ПРОМЫВОЧНОЕ И ПРОЧЕЕ ОБОРУДОВАНИЕ

16.4.1. Ориентировочный удельный расход металла колосников, г/т для колосниковых грохотов, приведен в табл. 76.

16.4.2. Расход сит из рифленой проволоки, штук на один грохот, приведен в табл. 77.

16.4.3. Расход сит из резины, штук на один грохот, приведен в табл. 78.

16.4.4. Расход смазочных материалов на единицу основного технологического оборудования указан в табл. 79.

16.4.5. Расход смазочных материалов на ленточные конвейеры приведен в табл. 80.

Таблица 76

Удельный расход металла колосников для колосникового грохота при трехсменной работе (загрузка полная), г/т

Масса установленных колосников, кг	Тип перерабатываемых пород	
	абразивные прочные	малоабразивные средней прочности
57,6×22 = 1257	1,5	0,5

Примечание.

Колосники изготовляются из стали 110Г13Л, ГОСТ 2176—67.

Таблица 77

Годовой расход сит из износоустойчивой проволоки в штуках на один грохот при трехсменном режиме работы (загрузка полная)

Граница разделения, мм	Тип перерабатываемых пород	
	абразивные прочные	малоабразивные средней прочности
70	12	5
40	12	5
20	18	7
10	18	7
5	25	10
3	35	15

Таблица 78

Годовой расход сит из резины в штуках на один грохот при трехсменном режиме работы (загрузка полная)

Граница разделения, мм	Рекомендуемый тип резинового сита	Тип перерабатываемых пород	
		абразивные прочные	малоабразивные средней прочности
70	Колосниковое резинотросовое	4	2
40	Эластик	2	1
20	»	3	2
10	Эластик или струнное резиновое	4	2
5	Струнное резиновое	8	4

Таблица 79

Годовой расход смазочных материалов на единицу основного технологического оборудования при трехсменном режиме работы, кг

Наименование оборудования	Жидкая смазка		Густая смазка	
	сорт, ГОСТ	расход, кг/год	сорт, ГОСТ	расход, кг/год
Питатели пластинчатые — редуктор	Масло индустриальное 45/50; машинное СУ (ГОСТ 20799—75)	1400—1600	Смазка индустриальная ИП-1 (летняя и зимняя) (ГОСТ 3257—74)	30
			Смазка графитная УСсА (ГОСТ 3333—55)	5
Грохоты вибрационные	—	—	Смазка индустриальная ИП-1 Л и З	20
			Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (А) (ГОСТ 1033—73)	—
Мойки корытные, редуктор	Масло машинное СУ	200	Смазка индустриальная ИП-1 Л и З	20
		»	Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (Л)	—
Классификаторы спиральные	Масло индустриальное 30 (45); машинное СУ	300	То же	30

Таблица 80

Годовой расход смазочных материалов на ленточные конвейеры при трехсменном режиме работы, кг

Смазываемый узел конвейера	Рекомендуемые смазочные материалы	Периодичность смазки	Ориентировочный расход, кг/год
Ролики (на два подшипника)	Смазка универсальная среднеплавкая УС-2 (ГОСТ 1033—73)	Один раз в 6 месяцев	300—450 на 100 м длины конвейера
	Смазка ЦИАТИМ-203 (ГОСТ 8773—73)	Один раз в год	150—220 на 100 м длины конвейера
Подшипники приводного и хвостового барабанов (на два подшипника)	Смазка УС-2	Один раз в сутки	6—15
Подшипники электродвигателей (на два подшипника)	Масло индустриальное 20 (30) (ГОСТ 20799—75)	—	4,5—15
	Смазка 1-13 жировая (ГОСТ 1631—61)	Один раз в сутки	1—3
Редуктор	Масло индустриальное 45	Смена масла через 3 месяца	100—700
Открытая зубчатая передача	Смазка графитная УСсА (ГОСТ 3333—55)	Один раз в неделю	5—20
Оси устройств очистки ленты	Смазка УС-2	Один раз в месяц	0,8—1,8
Канаты натяжных станций	Смазка канатная 39у (ГОСТ 5570—69)	Один раз в 3 месяца	0,2 на 1 м каната
Направляющие оси, регулировочные винты натяжных станций	Смазка УС-2	Один раз в 4 месяца	0,1 на 1 м длины винта

Примечания: 1. Для электродвигателей частотой вращения до 1500 мин$^{-1}$ применяется смазка 1-13 жировая, более 1500 мин$^{-1}$ — смазка универсальная тугоплавкая УТ (консталин жировой) (ГОСТ 1957—67).

2. Для электродвигателей мощностью до 100 кВт с кольцевой смазкой используется масло индустриальное 20.

Таблица 81

Срок службы металлической футеровки бункеров и перегрузочных узлов, месяцы (при полной замене)

Абразивность материала	Прочность на сжатие, кгс/см^2	Крупность материала, мм	
		0—400	0—250
Весьма абразивный	Более 1500	Не менее 24	Не менее 36
Абразивный	800—1500	» » 36	» » 48
Малоабразивный	Менее 800	» » 48	» » 60

16.4.6. Срок службы футеровки бункеров и перегрузочных узлов на поверхностях, подвергающихся истиранию и ударному воздействию, принимается по табл. 81.

16.5. РАСХОД КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

16.5.1. Расход конвейерных лент при карьерном и внутризаводском конвейерном транспорте определяется сроком их службы, который в зависимости от прочностных свойств ленты, физико-механической характеристики транспортируемого материала и условий работы определяется по методике, приведенной в приложении VIII, п. 7.

16.5.2. Для ориентировочных расчетов срок службы конвейерных лент на основе синтетических тканей при трехсменном режиме, месяцы:

дробленая порода крупностью, мм:	
до 300	22—28
» 150	24—32
щебень крупностью, мм:	
20—70	36—50
5—20	48—60
гравий крупностью, мм:	
более 20	48—60
5—20	52—68
песок влажный	48—60
отходы крупностью 0—5 (0—10) мм	52—68

Для лент карьерных конвейеров, работающих на открытом воздухе, вводятся поправочные коэффициенты:

северный пояс	$K = 0{,}65$
средний »	$K = 0{,}75$
южный »	$K = 0{,}90$

Глава 17. АСПИРАЦИЯ И ОБЕСПЫЛИВАНИЕ

17.1. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

17.1.1. При проектировании систем аспирации и обеспыливания следует руководствоваться санитарными нормами СН 245—71 и строительными правилами СНиП II-33—75.

17.1.2. Для создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда необходимо осуществление следующего комплекса санитарно-технических мероприятий:

технологических;

строительных;

по автоматике;

гидропылеподавление;

аспирация с последующей очисткой аспирационного воздуха;

механизированная уборка помещений и оборудования от осевшей пыли;

приточная вентиляция и отопление;

организация санитарно-технической службы по эксплуатации, ремонту и наладке аспирационных и обеспыливающих устройств.

17.2. ТРЕБОВАНИЯ К ТЕХНОЛОГИИ И АВТОМАТИКЕ

17.2.1. В технологических схемах производственных процессов, связанных с дроблением, грохочением и транспортированием пылящих материалов, следует предусматривать:

максимальную механизацию и автоматизацию технологических процессов переработки и транспорта материалов;

увлажнение перерабатываемого материала, когда это возможно по условиям эксплуатации оборудования и технологии производства;

применение дробильно-сортировочного оборудования со встроенными укрытиями и пылеулавливающими устройствами;

минимальное количество узлов перегрузки материала.

17.2.2. Для снижения пылевыделения при транспортировании материала ленточными конвейерами следует:

применять герметизированные укрытия мест загрузки;

предусматривать приспособления для беспыльной очистки холостой ветви лент и концевых барабанов (плужковые очистные устройства, очистные скребки, капроновые щетки с электроприводом и др., кроме пневмоочистителей);

осуществлять гладкую стыковку конвейерных лент посредством вулканизации;

принимать ширину транспортных лент на 200 мм больше ширины, требуемой для максимальной расчетной производительности конвейера;

принимать расстояние между осями роликоопор в месте падения материала на ленту не более 250 мм.

17.2.3. Узлы перегрузки материала должны решаться максимально герметизированными, с минимально возможными высотами перепадов и углами наклона течек и с устройствами для гашения движения материала.

В местах загрузки карбонатных материалов на ленточные конвейеры при больших перепадах (свыше 3 м) устраиваются грузовые затворы. Скорость поступления материала на конвейеры должна быть возможно близкой к скорости движения ленты.

17.2.4. Для предотвращения попадания запыленного воздуха в корпус первичного дробления на высоту бортов пластинчатых питателей устанавливаются три-четыре уплотняющих резиновых фартука.

На промежуточных бункерах нижний уровень материала должен быть на 500 мм выше верха разгрузочного окна. Места загрузки промежуточных бункеров должны быть уплотнены.

17.2.5. Аспирационные системы следует блокировать с пусковыми устройствами технологического оборудования. При этом необходимо соблюдать следующие условия:

блокировку электродвигателей вентиляторов аспирационных установок с электродвигателями технологического оборудования осуществлять таким образом, чтобы работа технологического оборудования была невозможна без действия аспирационных установок и подачи воды в мокрые пылеуловители;

пуск системы аспирации осуществлять с опережением на 3 мин включения в работу технологического оборудования;

подачу воды в аппараты мокрой очистки производить за 3 мин до их включения;

включение технологического оборудования осуществлять при аварийной остановке обслуживающих его аспирационных систем с подачей соответствующего сигнала;

прекращение подачи воды в мокрые пылеуловители производить через 3—5 мин после остановки электродвигателей вентиляторов аспирационных установок;

блокировку узлов отдельных систем гидрообеспыливания совмещать с работой технологического оборудования; автоматические устройства должны выключать систему увлажнения материала как во время остановки технологического оборудования, так и при его холостой работе.

17.3. ТРЕБОВАНИЯ К СТРОИТЕЛЬНЫМ КОНСТРУКЦИЯМ

17.3.1. Строительные конструкции внутри помещений со значительным выделением пыли должны решаться так, чтобы места возможного скопления пыли были сведены к минимуму.

17.3.2. Стены, потолки и другие внутренние конструкции помещений должны иметь гладкую поверхность с минимальным количеством выступающих частей и отделку, допускающую очистку их от пыли.

17.3.3. Проемы в перекрытиях для течек, трубопроводов, оборудования и т. п. должны быть уплотненными. Монтажные проемы должны перекрываться съемными щитами.

17.3.4. Дверные проемы, ведущие в лестничные клетки или в соседние помещения, должны быть оборудованы устройствами для самозакрывания.

17.3.5. Оконные рамы рекомендуется устанавливать в одной плоскости с внутренней поверхностью стен, без подоконников. При установке рам с подоконниками последние должны быть наклонены внутрь здания с уклоном не менее 70°.

17.3.6. В местах примыкания холодных конвейерных галерей к отапливаемым зданиям следует устраивать двойные утепленные перегородки (тамбуры) с максимально уплотненными проемами для конвейеров и с самозакрывающимися дверями для прохода людей.

17.3.7. В производственных помещениях с мокрой пылеуборкой строительные конструкции должны удовлетворять следующим дополнительным требованиям:

внутренние поверхности стен и потолков, а также полы должны выполняться водонепроницаемыми, допускающими смыв водой; сопряжение стен с полами должно выполняться с плинтусами-выкружками;

дверные проемы следует располагать на высших отметках (по уклону пола), а проемы в перекрытиях должны ограждаться бортиками, поднятыми над поверхностью пола не менее чем на 200 мм;

для отвода сточных вод полы первых этажей производственных помещений должны иметь уклон в сторону лотков или внутрицеховых приемников не менее 3%, а полы междуэтажных перекрытий — в сторону водосточных воронок не менее 2%;

электрическое оборудование (кабели, пусковое устройство и т. п.) необходимо защищать от воздействия воды.

17.4. ГИДРООБЕСПЫЛИВАНИЕ

17.4.1. Рекомендуемое увлажнение при мокром способе переработки горной массы составляет 8—10% для прочных однородных изверженных и 4—6% — для осадочных пород.

При проектировании системы гидрообеспыливания для сухого способа переработки прочных изверженных пород количество воды, подаваемой на увлажнение, следует снизить в 1,5—2 раза.

17.4.2. Количество воды, требуемое для увлажнения материалов и устройства водяных завес, определяется по формуле

$$Q = G(a_2 - a_1)/100,$$

где Q — расчетное количество воды, л/ч;

G — производительность дробильно-сортировочного оборудования, кг/ч;

a_1, a_2 — соответственно начальная и допустимая влажность материала, %.

17.4.3. Рекомендуемое распределение воды, % по отдельным участкам технологического процесса:

предварительное увлажнение (дождевание) перед поступлением в процесс	10
первичное дробление:	
в приемном бункере	15
в корпусе первичного дробления	15
вторичное и третичное дробление	20
сортировка	20
перегрузка и склады	20

17.4.4. В системах гидрообеспыливания рекомендуется применять форсунки центробежного типа У-1М с диаметром сопла не

менее 2 мм. Расход воды на одну форсунку 150—250 л/ч, давление воды на выходе из форсунки — не менее 2 кгс/см². Угол распыла воды — 70°.

17.4.5. При установке форсунок необходимо, чтобы они были доступны для осмотра, регулирования, ремонта и очистки.

17.4.6. Водопроводную сеть для системы гидрообеспыливания желательно устраивать отдельно от основной, так как в этом случае на работе форсунок в меньшей степени сказываются колебания давления в водопроводе, вызываемые переменным расходом воды для бытовых и производственных целей.

17.4.7. Для нормальной работы форсунок необходимо:

объединять форсунки, по возможности, в группу, обслуживаемую особым ответвлением от водопровода;

на каждом ответвлении к форсункам устанавливать фильтр для воды, запорный вентиль и желательно манометр и водомер.

17.5. ТРЕБОВАНИЯ К АСПИРАЦИОННЫМ УКРЫТИЯМ

17.5.1. Укрытия должны разрабатываться исходя из следующих условий:

создание определенной емкости в местах образования повышенного давления;

учет направления и формы пылевоздушного потока конфигурацией укрытия;

обеспечение максимальной герметизации при минимальной площади неизбежных открытых рабочих проемов и неплотностей;

удобство в эксплуатации как самого укрытия, так и сопряженного с ним технологического оборудования;

достаточная механическая прочность.

17.5.2. Для предотвращения выбивания пыли из укрытия необходимо поддерживать на его наружных стенках устойчивый режим разрежения — не менее 0,2 мм вод. ст.

17.5.3. Скорость движения воздуха в местах присоединения аспирационных воронок к укрытиям следует принимать не более, м/с, для материалов:

кусковых	2,0
зернистых	1,0
порошкообразных	0,7

17.5.4. Пластинчатые питатели в местах приема и разгрузки материала надлежит оборудовать укрытиями, герметично присоединенными к загрузочным и разгрузочным течкам. Аспирационные воронки следует устанавливать на укрытии на расстоянии от места загрузки материала не менее ширины загрузочной течки.

17.5.5. Для герметизации верха и низа щековых и низа роторных дробилок следует применять:

для загрузочной части — укрытия по типу, разработанному институтом ВНИИнеруд (альбом «Обеспыливающие укрытия дробильно-сортировочного оборудования камнещебеночных заводов»);

для разгрузочной части, в случае выгрузки материала на ленточный конвейер,— укрытия по типу, разработанному ВНИИБТГ (г. Кривой Рог).

17.5.6. У конусных дробилок загрузочная часть имеет укрытие заводского изготовления. Для герметизации узла выгрузки из конусных дробилок на ленточный конвейер следует применять укрытия по типу, разработанному ВНИИБТГ.

17.5.7. У молотковых дробилок верхнее укрытие выполняется в зависимости от схемы подачи материала, а нижнее — по чертежам НИПИОТстром (альбом «Типовые укрытия разгрузочной части молотковых дробилок»).

17.5.8 Укрытия вибрационных грохотов следует выполнять по типу, разработанному ВНИИнеруд.

17.5.9. На узлах перегрузки кусковых и порошкообразных материалов на ленточные конвейеры следует принимать укрытия по типу, разработанному институтом ВНИИБТГ.

17.6. АСПИРАЦИОННЫЕ ТРУБОПРОВОДЫ

17.6.1. При большом количестве местных отсосов (более 5) или в силу конструктивных особенностей их размещения следует применять коллекторные системы.

17.6.2. К установке следует принимать коллекторы, разработанные Свердловским отделением ГПИ Сантехпроект (серия ОВ-02-156, выпуск 1—8).

17.6.3. Скорости воздуха в аспирационных воздуховодах в зависимости от угла наклона принимаются следующие:

для вертикальных участков и участков с углом наклона к горизонту более 55°—10—15 м/с;

на участках с углом наклона к горизонту менее 55°, а также в горизонтальных воздуховодах — 18—22 м/с.

Таблица 82

Толщина стенок аспирационных труб в зависимости от абразивности материала и концентрации пыли, мм

Запыленность, г/м³	Степень абразивности материала	
	средняя (доломит, известняк)	высокая (гранит, кварцит, песчаник)
До 3,0	2,0	2,5
От 3,0 до 20,0	2,5	3,5
Более 20	3,5	4,0

Примечание. Приведенные данные применимы для прямолинейных малоизношенных участков труб; в местах, где трубы истираются особенно быстро (повороты, переходы, тройники и т. п.), толщина их стенок увеличивается в 1,5 раза.

17.6.4. Толщина стенок аспирационных труб подбирается по табл. 82.

17.6.5. Трубы, предназначенные для выброса аспирационного воздуха в атмосферу, следует выводить на высоту, определяемую в соответствии с «Рекомендациями по определению высоты вентиляционных выбросов» (шифр 1732, Сантехпроект М., 1971).

Минимальная высота трубы над коньком крыши, фонаря или рабочей площадки (для открытого размещения технологического оборудования) должна быть не менее 5 м.

17.7. ОБЪЕМЫ АСПИРАЦИОННОГО ВОЗДУХА

17.7.1. Определение объемов аспирационного воздуха для щековых, конусных и роторных дробилок и верха вибрационных грохотов следует вести по методикам, разработанным институтом ВНИИнеруд (научно-технический отчет по теме № 135 «Исследования по аспирации и пылеулавливанию»).

17.7.2. Объем аспирационного воздуха от молотковых дробилок определяется по методике института НИПИОТстром (альбом «Типовые укрытия разгрузочной части молотковых дробилок»).

17.7.3. Объемы аспирационного воздуха от укрытий узлов перегрузок на конвейеры кусковых и порошкообразных материалов следует рассчитывать по «Временным указаниям по расчету объемов аспирационного воздуха от укрытий мест перегрузок при транспортировании пылящих материалов» (АЗ-611, Сантехпроект, М., 1973).

В табл. 83 приводятся ориентировочные объемы аспирационного воздуха от технологического оборудования.

17.8. ВЫБОР ОБЕСПЫЛИВАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ

17.8.1. При выборе обеспыливающего оборудования необходимо предварительно решить вопрос о способе очистки, количестве ступеней очистки и типе пылеулавливающих аппаратов.

17.8.2. Способ очистки аспирационного воздуха (сухой или мокрый) определяется в первую очередь технологией переработки материала: при сухом процессе переработки и размещении оборудования в неотапливаемых корпусах, в районах с расчетной зимней температурой ниже —20° С следует, как правило, применять сухой способ пылеулавливания, при мокром процессе — мокрый способ очистки аспирационного воздуха.

17.8.3. Количество ступеней очистки определяется в зависимости от начальной запыленности аспирационного воздуха и предельно допустимых концентраций пыли в приземном слое атмосферы, установленных требованиями СН 245—71. Расчет концентрации производственных вредностей в приземном слое следует вести в соответствии с «Указаниями по расчету рассеивания в атмосфере вредных веществ, содержащихся в выбросах

Таблица 83

Ориентировочные объемы аспирационного воздуха от технологического оборудования

Наименование оборудования (типоразмер) и место пылевыделения	Вид укрытия	Объем аспирируемого воздуха, м³/ч
Дробилка щековая (900×1200×130, 1200×1500×150, 1500×2100×180):		
загрузочная часть	Емкое укрытие со съемным верхом	3 000— 5 000
» »	Укрытие конструкции ВНИИнеруда	2 000— 3 000
разгрузочная »	Укрытие конструкции ВНИИБТГ	10 000—18 000
Дробилка конусная (КСД, КМД-1200Т, ГР; КСД, КМД-1750Т, ГР; КСД, КМД-2200Т, ГР):		
загрузочная часть	Укрытие заводского изготовления	2 000— 4 000
разгрузочная »	Укрытие конструкции ВНИИБТГ	7 000—10 000
Дробилка роторная (СМД-85, 86, 75, 94, 95, 87):		
разгрузочная часть (в зависимости от типоразмера дробилки и числа оборотов ротора)	Укрытие конструкции ВНИИнеруда	10 000—25 000
Грохот вибрационный (ГИС, ГИЛ-42; ГИС, ГИЛ-52):		
верхняя часть	Укрытие конструкции ВНИИнеруда	3 500—4 000
» »	Емкое укрытие кабинного типа	2 500—3 000
Перегрузочные узлы с конвейера на конвейер (в зависимости от высоты перепада от 1 до 3 м) при ширине ленты B, угле наклона течки к горизонту α:	Укрытие конструкции ВНИИБТГ	
$B = 650$, $\alpha = 90°$		2 000—3 000
$B = 650$, $\alpha = 60°$		1 500—2 500
$B = 800$, $\alpha = 90°$		2 500—3 500
$B = 800$, $\alpha = 60°$		2 000—3 000
$B = 1000$, $\alpha = 90°$		4 000—5 000
$B = 1000$, $\alpha = 60°$		3 500—4 500
$B = 1200$, $\alpha = 90°$		4 500—5 500
$B = 1200$, $\alpha = 60°$		4 000—5 000

предприятий» (СН 369—74). При этом необходимо учитывать наложения выбросов от соседних предприятий.

Исходные концентрации пыли в аспирируемом воздухе на различных переделах принимаются по данным аналогичных действующих предприятий или по данным работ институтов ВНИИнеруд, НИПИОТстром и ВНИИБТГ. Для ориентировочных расчетов концентрация пыли в аспирируемом воздухе в зависимости от источника пылеобразования и типа перерабатываемых пород принимается по табл. 84.

Таблица 84

Концентрация пыли в аспирируемом воздухе (перед пылеочистными аппаратами)

Наименование источника пылеобразования	Перерабатываемые породы	Концентрация пыли, г/м³	
		без применения гидрообеспыливания	с применением гидрообеспыливания
Узел первичного дробления в щековых дробилках	Изверженные	5—10	1—5
	Карбонатные	10—15	5—7
Узел вторичного дробления в конусных дробилках КСД	Изверженные	10—20	5—10
	Карбонатные	15—25	7—15
Узел третичного дробления в конусной дробилке КМД	Изверженные	15—25	7—12
	Карбонатные	20—30	10—15
Узел грохочения	Изверженные	8—12	4—6
	Карбонатные	10—15	5—8
Узлы перегрузки на конвейеры	Изверженные	5—10	1—5
	Карбонатные	7—15	4—8
Узел разгрузки роторных дробилок	Изверженные	20—35	10—15
	Карбонатные	30—50	20—25

17.8.4. Выбор типа обеспыливающих аппаратов определяется физико-механическими свойствами улавливаемых пылей (дисперсность, смачиваемость, слипаемость).

Пыль всех пород, перерабатываемых на щебеночных и гравийно-песчаных заводах, относится к категории среднедисперсной:

для пыли изверженных глубинных пород характерны диаметр частиц от 20 до 30 мкм и дисперсия от 1,5 до 2,2; пыль осадочных пород характеризуется средним диаметром частиц от 14 до 40 мкм и дисперсией от 1,8 до 3,5; для пыли метаморфических пород характерны средний размер частиц от 20 до 30 мкм и дисперсия от 2,0 до 2,3;

пыль нерудных материалов относится к хорошо и среднесмачиваемой;

по слипаемости эта пыль относится к группе среднеслипаемой; наиболее слипаемой является пыль осадочных пород;

абразивные свойства наиболее сильно выражены у пыли изверженных пород;

наибольшую опасность по своим пневмокониозным свойствам представляет пыль изверженных пород, содержание свободной двуокиси кремния в которой колеблется от 30 до 85%.

17.8.5. Все трудоемкие работы, связанные с обслуживанием аспирационного и обеспыливающего оборудования, необходимо механизировать, для чего следует предусматривать грузоподъемные средства и монтажные проемы.

17.9. УБОРКА ВТОРИЧНОЙ ПЫЛИ

17.9.1. Для уборки вторичной пыли в помещениях заводов рекомендуется, как правило, мокрый способ.

На заводах с сухим процессом применяются:

пневматическая уборка стационарными или передвижными установками;

влажная — на действующих заводах, где строительные конструкции не позволяют осуществлять смыв полов.

17.9.2. Мокрая уборка помещений осуществляется с помощью поливочных кранов.

17.9.3. Расход воды для мокрой уборки помещений определяется исходя из нормы расхода воды 6 л на 1 м^2 смываемой поверхности при времени смыва 4 с. Свободный напор воды перед поливочным краном принимается по расчету, но не менее 1 кгс/см^2. Вода для мокрой пылеуборки применяется хозяйственно-питьевая.

17.9.4. Поливочные краны, как правило, выполняются диаметром 32 мм, устанавливаются на расстоянии 25—30 м друг от друга и снабжаются шлангами длиной 10—20 м из расчета один шланг на два-три крана.

17.9.5. Отвод смывных вод с площадок следует осуществлять через водосточные воронки с решетками и специальные стояки в смывные лотки первых этажей. Водосточные стояки следует принимать диаметром не менее 100 мм.

17.9.6. Удаление стоков из лотков или непосредственно с полов следует осуществлять самотеком. Уклон полов междуэтажных перекрытий в сторону стокоприемника должен быть не менее 2%, а полов на грунте — не менее 3%. Полы в галереях должны иметь продольный уклон не менее 5% и поперечный — 2%. Стоки должны собираться внутри цехов в зумпфы и перекачиваться в отстойники песковыми насосами.

17.9.7. Напорные трубопроводы для перекачки сточных вод следует укладывать в местах, доступных для их обслуживания, и снабжать ревизиями и прочистками. Скорость движения воды в напорных трубопроводах должна быть не менее 1,5 м/с.

17.9.8. Системы пневматической пылеуборки разрабатываются по «Временным рекомендациям по проектированию центральных пылесосных установок в помещениях промышленных предприятий», Сантехпроект, М., 1968.

Глава 18. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

18.1. КАТЕГОРИЙНОСТЬ НАГРУЗОК ПО СТЕПЕНИ БЕСПЕРЕБОЙНОСТИ ПИТАНИЯ

18.1.1. Категорийность нагрузок принимается в соответствии с СН 139—77 «Инструкция по строительному проектированию предприятий, зданий и сооружений промышленности строительных материалов, конструкций и изделий», а также с СН 174—75 «Инструкция по проектированию электроснабжения промышленных предприятий».

18.1.2. Отопительные котельные относятся ко II категории.

18.2. НОРМАТИВЫ РАЗМЕЩЕНИЯ ЭЛЕКТРОУСТАНОВОК НА КАРЬЕРАХ

18.2.1. Питание горного электрооборудования низкого напряжения осуществляется от передвижных комплектных трансформаторных подстанций 6—10/0,4 кВ, присоединяемых к передвижным воздушным линиям электропередачи 6—10 кВ (ВЛ).

18.2.2. Высоковольтные потребители карьера подключаются к этим ВЛ через комплектные приключательные пункты.

18.2.3. Количество передвижных ВЛ определяется величиной разрабатываемой территории месторождения и числом вскрышных и добычных уступов карьера, причем ВЛ должны содержать опоры для воздушных ответвлений к передвижным подстанциям и приключательным пунктам.

18.2.4. ВЛ, подстанции и приключательные пункты размещаются на бровках уступов и в местах, исключающих наезд транспорта.

Расположение подстанций и приключательных пунктов должно обеспечивать минимальную протяженность гибких кабелей, идущих от них к электроприемникам.

18.2.5. Для подключения карьерных линий электропередачи 6—10 кВ у борта карьера, вне зоны разлета осколков при взрывах, опасных для оборудования, размещается распределительный пункт (РП).

18.3. ОСВЕЩЕНИЕ

18.3.1. Нормы освещенности помещений в производственных корпусах заводов и карьеров принимаются в соответствии со СНиП II-А. 9—71, а также «Инструкцией по проектированию электрического освещения предприятий нерудных строительных материалов» СН 466—74. Определяются горизонтальная и вертикальная освещенность рабочих мест, коэффициент пульсации и показатель ослепленности.

18.3.2. Освещение карьеров выполняется прожекторами на передвижных мачтах, светильниками ОУКсН-20000 (с ксеноновыми лампами), ИСУ-2000 и ИСУ-500, устанавливаемыми на передвижных мачтах или на стационарных, разборных.

18.3.3. Мачты с прожекторами устанавливаются на рабочих уступах карьера; мачты с мощными светильниками располагаются на бортах карьера или в выработанной части его, причем должна быть соблюдена регламентируемая по условиям ослепленности высота установки светильника над освещаемой поверхностью. Для этого используются естественные возвышенности на бортах карьера или выполняется подсыпка под мачту материала, предназначенного в отвал.

18.4. ГРОЗОЗАЩИТА. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ

18.4.1. Грозозащита стационарных подстанций и линий электропередачи выполняется в соответствии с ПУЭ.

18.4.2. Грозозащита зданий и сооружений на промышленной площадке выполняется в соответствии с требованиями СН 305—69.

18.4.3. Эксплуатация электрических установок на промышленной площадке и карьере осуществляется в соответствии с требованиями ПУЭ, «Правил технической эксплуатации электроустановок потребителей и правил техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей» с дополнением к ним, «Единых правил безопасности при разработке полезных ископаемых открытым способом» и «Инструкции по безопасной эксплуатации и обслуживанию электрооборудования и электросетей на карьерах».

18.4.4. К числу основных мероприятий по обеспечению безопасности относятся:

защитное заземление;

предохранительные блокировки в распределительных устройствах высокого напряжения;

устройство для отключения высоковольтных двигателей при исчезновении напряжения;

защита от однофазных замыканий в сетях 380 и 220 В и в карьерных сетях 6—10 кВ;

аварийное освещение в производственных зданиях;

применение пониженного напряжения для ремонтного освещения.

18.5. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ НАГРУЗОК

18.5.1. Расчет электрических нагрузок предприятий производится методом коэффициентов использования и максимума нагрузки в соответствии с «Указаниями по определению электри-

Таблица 85

Приближенные значения $K_и$, $\cos\varphi$, $\operatorname{tg}\varphi$ технологического оборудования

Оборудование	$K_и$	$\cos\varphi$	$\operatorname{tg}\varphi$
Дробилки:			
щековые	0,45	0,62	1,23
конусные крупного и среднего дробления	0,80	0,75	0,88
то же, с двухдвигательным приводом	0,45	0,62	1,23
короткоконусные мелкого дробления	0,70	0,76	0,85
молотковые	0,78	0,90	0,48
Мельницы:			
стержневые	0,90	—0,90/0,85	0,48/0,62
шаровые	0,90	—0,90/0,85	0,48/0,62
Конвейеры ленточные:			
до 10 кВт	0,40	0,55	1,52
более 10 кВт с шириной ленты до 1400 мм	0,60	0,75	0,88
то же, до 1600 мм и более	0,70	0,80	0,75
Элеваторы, шнеки, питатели пластинчатые и лотковые более 10 кВт	0,65	0,75	0,88
Питатели ленточные, барабанные, лотковые до 10 кВт	0,40	0,65	1,17
Грохоты разные	0,50	0,65	1,17
Вибраторы электромагнитные	1,0	0,60	1,39
Классификаторы:			
спиральные	0,75	0,80	0,75
реечные	0,60	0,70	1,02
Корытные мойки, скрубберы, гравиемойки	0,75	0,80	0,75
Чаны контактные	0,60	0,70	1,02
Насосы производственного водоснабжения, перекачки хвостов, оборотного водосиабжения	0,70—0,80	—0,9/0,8—0,85	0,48/0,75—0,62
Насосы:			
песковые	0,65—0,75	0,80	0,75
дренажные	0,60	0,75	0,88
Вентиляторы:			
санитехнические	0,85	0,80	0,75
производственные	0,75	0,80	0,75
Компрессоры	0,70	0,80	0,75
Вакуум-насосы	0,75	0,80	0,75
Маслонасосы	0,60	0,75	0,88
Преобразовательные агрегаты электрофильтров	0,60	0,87	0,57
Сушильные шкафы	0,75	1,0	—
Нагревательные приборы	0,70	1,0	—
Трансформаторы сварочные	0,30	0,35	2,73
Двигатель-генераторы сварочные однопостовые	0,30	0,60	1,39
Краны мостовые, тельферы в РММ	0,20	0,50	1,73

Оборудование	$K_и$	cos φ	tg φ
Питатели электровибрационные	0,70	0,60	1,33
Флотационные машины:			
механические	0,90	0,80	0,75
пневмомеханические	0,85	0,80	0,75
Краны грейферные	0,30	0,60	1,17
Вулканизационные аппараты	0,80	1,0	—
Станки металлообрабатывающие в РММ	0,20	0,50	1,73
Экскаваторы на погрузке готовой продукции	0,50	0,70	1,02

Примечания: 1. Годовой расход электроэнергии подсчитывается по формуле $W_г = P_{см} T_г$, где $T_г$ — годовой фонд чистого рабочего времени оборудования, ч.

2. В числителе указаны cos φ и tg φ для синхронных двигателей, в знаменателе — для асинхронных.

3. Удельный расход электроэнергии на погрузке готовой продукции 0,4 кВт·ч/м

ческих нагрузок в промышленных установках» по формулам

$$P_{см} = K_и \sum P_н; \quad P_м = K_м P_{см},$$

где $K_и$ — коэффициент использования;

$\sum P_н$ — общая номинальная мощность группы электроприемников, кВт;

$P_м$ — максимальная активная мощность, кВт;

$K_м$ — коэффициент максимума нагрузки;

$P_{см}$ — средняя потребляемая активная мощность на наиболее загруженную смену, кВт.

18.5.2. Для одноковшовых экскаваторов и буровых станков электрическую нагрузку допускается определять методом коэффициента спроса по формуле

$$P_м = K_\Sigma K_с \sum P_н,$$

где K_Σ — коэффициент совмещения максимумов нагрузок;

$K_с$ — коэффициент спроса.

Для остального карьерного оборудования допускается принимать $K_и$.

Приближенные значения расчетных коэффициентов приведены в табл. 85 и 86.

Таблица 86

Приближенные значения K_c, K_Σ, cos φ, tg φ для карьерного оборудования

Наименование оборудования	K_c	K_Σ	cos φ	tg φ	Удельный или годовой расход электроэнергии
Экскаваторы на вскрыше:					
1 шт.	0,65	—	0,70	1,02	0,5 кВт·ч/м³ горной массы для гусеничных экскаваторов, 0,8 кВт·ч/м³ — для шагающих, 1,2 кВт·ч/м³ — для ЭШ-15/90
2 »	0,65	0,70	0,70	1,02	
3 » и более	0,65	0,60	0,70	1,02	
Экскаваторы на добыче:					
1 шт.	0,70	—	0,70	1,02	
2 »	0,70	0,75	0,70	1,02	
3 » и более	0,70	0,65	0,70	1,02	
Экскаватор роторный	0,70	—	0,70	1,02	0,55 кВт·ч/м³
Компрессор	0,70	—	0,80	0,75	$W_г = P_{см} T_г$
Буровые станки:					
1 шт.	0,70	—	0,70	1,02	$W_г = 0{,}9\ P_{см}\ T_г$ — для одного станка
2 »	0,70	0,55	0,70	1,02	$W_г = 0{,}7\ P_{см} T_г$ — для двух и более станков
3 »	0,70	0,60	0,70	1,02	
4 » и более	0,70	0,55	0,70	1,02	
Конвейеры карьерные горизонтальные	0,60	—	0,70	1,02	0,7 кВт·ч/т·км транспортируемомой массы
Отвалообразователь ленточный	0,70	—	0,70	1,02	0,7 кВт·ч/м³
Перегружатель	0,70	—	0,80	0,75	0,55 кВт·ч/м³
Насосная водоотлива	0,70	—	0,80	0,75	$W_г = P_{см} T_г$
Насосная гидромеханизации	0,80	—	0,80	0,75	
Землесосы:					
до 200 кВт	0,60	—	0,75	0,88	
более 200 кВт	0,80	—	0,86	0,62	

Примечания: 1. Для синхронных двигателей экскаваторов расчетный cos φ = —0,80.
2. Для синхронных двигателей насосов расчетный cos φ = —0,90.

Глава 19. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

19.1. СТРУКТУРА УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЕМ

19.1.1. Объем и уровень автоматизации управления определяются технологической схемой, оборудованием и наличием имеющихся средств автоматизации. Разработка схем автоматизации осуществляется в соответствии с «Указаниями по проектированию автоматизации производственных процессов» (СН 281—76).

19.1.2. Управление механизмами завода в основном рабочем режиме следует предусматривать централизованно диспетчером с пульта, размещаемого в одном из главных корпусов завода. С этого пульта должны также осуществляться управление и контроль механизмов ряда вспомогательных объектов — насосных различных назначений.

19.1.3. Диспетчеру должны подчиняться операторы по отгрузке готовой продукции, операторы пульпонасосной и другого технологического оборудования. Пульты операторов следует размещать в непосредственной близости от участков, управляемых из этих пунктов.

19.2. ЦЕНТРАЛИЗОВАННОЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ УПРАВЛЕНИЕ (ЦАУ) ПОТОЧНО-ТРАНСПОРТНЫМИ СИСТЕМАМИ (ПТС)

19.2.1. Схемы ЦАУ объединяют в единую систему схемы управления отдельными механизмами и технологическими узлами, обеспечивая три режима управления: дистанционный автоматизированный, местный и местный сблокированный. Выбор вида управления рекомендуется выполнять специальными ключами, устанавливаемыми на блоках и станциях управления электроприводами. Сигнализация о положении ключей выносится к диспетчеру. Дистанционный автоматизированный режим является основным рабочим режимом и осуществляется с пультов диспетчера и операторов. Оба местных режима являются вспомогательными и осуществляются кнопками местного управления. Местный режим является ремонтным, а местный сблокированный служит для наладки схем автоматизации.

19.2.2. При проектировании схем управления электроприводами поточно-транспортных систем заводов и электроприводами отдельных механизмов, кроме требований настоящего раздела, необходимо руководствоваться указаниями «Правил устройств электротехнических установок» (ПУЭ), «Правил технической эксплуатации и безопасности электроустановок промышленных предприятий» (ПТЭ), «Указаний по проектированию силового электрооборудования промышленных предприятий» (СН 357—66), «Указаний по проектированию автоматизации произ-

водственных процессов» (СН 281–76), а также других действующих норм и правил для данной отрасли промышленности.

19.2.3. Для обеспечения безопасности эксплуатации систем централизованного автоматизированного управления следует предусматривать следующее:

а) все механизмы, входящие в систему ПТС, должны иметь аварийные выключатели (либо арретирные стоповые кнопки), устанавливаемые у приводов и исключающие возможность включения электродвигателя данного механизма, а ленточные конвейеры должны оборудоваться со стороны обслуживаемых проходов тросовыми аварийными выключателями, которые обеспечивают отключение привода из любого места вдоль конвейера;

б) кнопочные посты для пуска и остановки оборудования при местном и местном сблокированном режимах должны устанавливаться непосредственно у привода механизма;

в) пуск конвейеров и других механизмов, которые не просматриваются с места запуска, должен осуществляться с предварительной подачей звукового предупредительного сигнала;

г) на всех ленточных конвейерах следует предусматривать установку реле скорости, выключающего привод при обрыве ленты или канатов натяжных устройств;

д) дистанционному запуску механизмов должна предшествовать сигнализация с рабочих площадок о готовности механизмов.

19.2.4. При дистанционном автоматизированном режиме управления схемы должны обеспечивать:

а) включение предупредительной звуковой сигнализации за 30—60 с до начала автоматического запуска механизмов;

б) автоматический запуск электродвигателей механизмов при любом заданном технологическом режиме в функции времени и скорости (при наличии у механизма реле скорости);

в) автоматизированный дозапуск и отключение отдельных трактов и участков в период работы завода;

г) отключение механизмов завода с предварительным отключением головных питателей для очистки механизмов от материала;

д) аварийное отключение механизмов завода с пульта диспетчера и с рабочих площадок с использованием кнопок местного управления и тросовых выключателей;

е) автоматическое отключение всех вышестоящих по потоку механизмов при аварийном отключении любого механизма; дробилки при этом отключаются только после разгрузки дробленого материала;

ж) отключение питателя приемного бункера при достижении материалом нижнего предельного уровня в бункере;

з) возможность исключения любого механизма из схемы централизованного автоматизированного запуска;

и) на пульте диспетчера и операторских пультах должна предусматриваться сигнализация о правильности набора техно-

логической программы, работы и положения механизмов, аварийная и предупредительная сигнализация;

к) все механизмы, входящие в ПТС, блокируются таким образом, чтобы при остановке какого-либо механизма, во избежание завала его материалом, немедленно останавливались все предшествующие по потоку материала механизмы до ближайшей аккумулирующей емкости, кроме дробилки, требующей остановки с выдержкой времени для доработки находящегося в ней материала.

19.3. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ УЗЛОВ И МЕХАНИЗМОВ

19.3.1. Управление щековыми дробилками первичного дробления предусматривается дистанционное с автоматическим плавным или ступенчатым регулированием загрузки дробилки в функции нагрузки электродвигателя за счет изменения производительности пластинчатого питателя.

19.3.2. Управление конусными дробилками вторичного и третичного дробления предусматривается автоматизированное, путем включения их в систему ЦАУ завода.

19.3.3. Объем автоматизации и контроля работы дробилок следует предусматривать в соответствии с рекомендациями заводов-изготовителей дробилок.

19.3.4. Управление (пуск, остановка) основных агрегатов пульпонасосной станции следует осуществлять дистанционно с установленного в ней щита. Промежуточные операции (взмучивание, гидроуплотнение, управление задвижками и т. д.) следует автоматизировать с выносом контроля параметров на щит пульпонасосной. Контроль за работой основных агрегатов также выносится на пульт диспетчера.

19.3.5. Управление системой гидрообеспыливания автоматизируется в соответствии с работой основного технологического оборудования.

19.3.6. Управление аспирационными вентиляционными установками предусматривается автоматическое — они пускаются первыми, а останавливаются после отключения технологического оборудования.

19.3.7. Пластинчатый питатель входит в схему ЦАУ. Следует предусматривать контроль целостности пластин питателя.

19.3.8. Грохоты входят в схему ЦАУ. Запуск механизмов, подающих материал на грохоты, следует осуществлять с выдержкой времени для избежания их завала.

19.3.9. Предусматривается автоматический контроль:

нижнего предельного уровня материала в приемных бункерах;

верхних предельных уровней материла во всех емкостях (бункерах, зумпфах и др.);

наличия металла в потоках материала перед вторичным и третичным дроблением;

наличия материала на лентах конвейеров;

скорости ленты конвейеров;

времени работы отдельных участков завода;

массы материала, поступающего на завод, и готовой продукции.

19.4. ТРЕБОВАНИЯ К МЕСТОПОЛОЖЕНИЮ ДИСПЕТЧЕРСКИХ (ОПЕРАТОРСКИХ) ПУНКТОВ И ОРГАНИЗАЦИИ РАБОЧЕГО МЕСТА ДИСПЕТЧЕРА (ОПЕРАТОРА)

19.4.1. Выбор места размещения диспетчерских (операторских) помещений (в дальнейшем именуемых ДП и ОП), встроенных в производственные помещения или выносных (в отдельно стоящих зданиях), должен в каждом конкретном случае производиться с учетом особенностей технологического процесса, норм и противопожарных требований строительного проектирования, компоновочных и строительных решений, удобства управления автоматизируемыми объектами, возможности сокращения и упрощения кабельных коммуникаций, простоты обслуживания приборов и аппаратов и других факторов.

19.4.2. Не допускается размещать ДП и ОП в зоне агрессивных газов, большой запыленности, значительных тепловыделений, сильных шумов в помещениях, имеющих вибрацию, в цокольных и подвальных этажах, а также под помещениями, в которых не исключается возможность просачивания через пол жидкостей (мокрый технологический процесс, гидросмыв пыли, душевые и санузлы и т. п.).

19.4.3. Не допускается размещать ДП и ОП в местах, на которые распространяется действие сильных магнитных полей промышленного электрооборудования и электроустановок. Допустимая величина напряженности внешнего магнитного поля в местах расположения диспетчерских и операторских помещений —400 А/м (5 эрстед).

19.4.4. Проектирование ДП и ОП должно быть подчинено созданию наиболее благоприятных условий для успешной деятельности диспетчера (оператора), отвечающих техническим и гигиеническим нормам, психофизиологическим характеристикам человека и эстетическим требованиям.

19.4.5. Расстояние между рабочим местом диспетчера за пультом и щитом определяется условиями видимости показаний приборов, но не может быть менее 3 м и более 6 м.

19.4.6. В помещениях ДП и ОП рекомендуется оборудовать зону отдыха в стороне от рабочего места диспетчера (оператора).

19.4.7. Разработку интерьеров помещений ДП и ОП рекомендуется производить отдельно для каждого объекта.

Глава 20. РЕМОНТНОЕ ХОЗЯЙСТВО

20.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

20.1.1. За основу организации ремонтного хозяйства принимаются принципы, изложенные в «Положении о планово-предупредительном ремонте и эксплуатации оборудования предприятий промышленности строительных материалов», вып. 6, 1968.

20.1.2. Ремонт оборудования на предприятиях производится агрегатно (машинно)-узловым методом, для чего предприятие должно централизованно снабжаться сменными машинами, узлами и деталями оборудования, литьем для изготовления запасных частей, стальным прокатом, ситами для грохотов и другими эксплуатационными материалами. Для обеспечения ремонта оборудования агрегатно-узловым методом на предприятии создается неснижаемый запас сменных узлов и деталей оборудования.

20.1.3. В составе ремонтного хозяйства проектируются:

ремонтно-механическая мастерская;

ремонтные пункты;

ремонтно-монтажные площадки.

20.1.4. На предприятии выполняются следующие виды ремонтных работ:

техническое обслуживание (ТО);

текущий ремонт (Т);

средний ремонт (С);

капитальный ремонт (К) нетранспортабельного оборудования (в основном заводского и частично горного) в объеме 20% (сборочно-разборочные работы).

20.1.5. Капитальный ремонт транспортабельного оборудования (в том числе: экскаваторов, бульдозеров, автомобилей, а также электродвигателей мощностью более 40 кВт), ремонт сложных узлов оборудования, производство запасных частей и литья должны осуществляться на ремонтных заводах или районных ремонтных базах.

20.1.6. Капитальный ремонт нетранспортабельного оборудования должен выполняться на месте выездной бригадой специализированного ремонтного предприятия.

20.1.7. В целях сокращения номенклатуры запасных узлов и деталей, уменьшения общего объема ремонтных работ и численности персонала при проектировании необходимо предусматривать максимальную унификацию оборудования и приводов к нему.

20.1.8. Мощность ремонтной службы определяется расчетом трудоемкости на проведение указанных выше работ технологического, горного и транспортного оборудования.

Годовая трудоемкость ремонта горного и технологического оборудования рассчитывается по нормам трудоемкости ре-

монта и годовому фонду чистого времени работы оборудования.

Трудоемкость ремонта сантехнического оборудования составляет в среднем 30% от годового объема работ по технологическому оборудованию, в том числе:

отопительно-вентиляционное оборудование 10%;

оборудование водоснабжения и канализации 10%;

теплосиловое оборудование 10%.

Трудоемкость ремонта электротехнического оборудования составляет примерно 15% от объема работ по ремонту всего оборудования.

Ремонт неучтенного оборудования и заказы главного механика принимаются в количестве 10% от объема работ по ремонту всего оборудования.

20.1.9. Численность ремонтного персонала определяется по годовой трудоемкости работ. При определении численности персонала номинальный годовой фонд времени работы одного рабочего принимается равным 2070 ч.

20.2. НОРМЫ НА РЕМОНТ ОБОРУДОВАНИЯ

20.2.1. Нормы продолжительности межремонтного периода, продолжительности и трудоемкости ремонта основного технологического и вспомогательного оборудования щебеночных и гравийно-песчаных заводов приведены в табл. 87.

20.2.2. Нормы на ремонт обогатительного оборудования принимаются по «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки», утвержденным Министерством черной металлургии СССР 30.03.76 г.

20.2.3. Нормы на ремонт горного оборудования (буровые станки, экскаваторы, бульдозеры и др.) принимаются по «Инструкции по проведению планово-предупредительного ремонта строительных машин» СН 207—68, утвержденной Госстроем СССР 20.08.68 г.

20.2.4. Нормы на ремонт автотранспорта принимаются по «Нормам технологического проектирования автотранспортных предприятий» НТП АТП—72, утвержденным Министерством автомобильного транспорта РСФСР 31.10.72 г.

20.2.5. Трудоемкость ремонта оборудования, на которое отсутствуют нормы, рассчитывается по трудоемкости ближайшего типоразмера аналогичного оборудования по формуле

$$T = T_{ан} (M/M_{ан})^{3/4},$$

где $T_{ан}$ — трудоемкость ремонта аналогичной машины, чел.-ч;

M — масса машины, для которой определяется трудоемкость, т;

$M_{ан}$ — масса аналогичной машины, т.

Таблица 87

Межремонтный период, продолжительность и трудоемкость ремонта основного технологического и вспомогательного оборудования

Наименование оборудования	Вид ремонта	Межремонтный период, маш.-ч	Количество ремонтов в ремонтном цикле	Продолжительность ремонта, ч	Трудоемкость ремонта, чел.-ч	Трудоемкость ремонтов на 1000 ч работы оборудования, чел.-ч	
						по видам ремонта	всего
Дробилка щековая со сложным качанием щеки ЩДС1—6×9 (СМ-16Д), 600×900 при работе на карбонатных породах	ТО	500	9	4	12	12	155
	Т	1 000	6	20	80	53	
	С	3 000	2	48	200	45	
	К	9 000	1	80	400	45	
Дробилка щековая с простым качанием щеки ЩДП-6×9 (СМ-204Б), 600×900 при работе на карбонатных породах	ТО	500	12	5	15	15	160
	Т	1 000	10	25	100	83	
	С	6 000	1	60	250	20	
	К	12 000	1	100	500	42	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	250	36	5	15	45	190
	Т	1 000	10	25	100	83	
	С	6 000	1	60	250	20	
	К	12 000	1	100	500	42	
Дробилка щековая ЩДП-9×12 (СМД-58Б), 900×1200×130 при работе на карбонатных породах	ТО	500	12	6	18	18	193
	Т	1 000	10	30	120	100	
	С	6 000	1	72	300	25	
	К	12 000	1	120	600	50	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	250	36	6	18	54	229
	Т	1 000	10	30	120	100	
	С	6 000	1	72	300	25	
	К	12 000	1	120	600	50	
Дробилка щековая ЩДП-12×15 (СМД-59А), 1200×1500×150 при работе на карбонатных породах	ТО	500	12	7	21	21	225
	Т	1 000	10	35	140	117	
	С	6 000	1	84	350	29	
	К	12 000	1	140	700	58	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	250	36	7	21	63	257
	Т	1 000	10	35	140	117	
	С	6 000	1	84	350	29	
	К	12 000	1	140	700	58	
Дробилка щековая ЩДП-15×21 (СМД-60А), 1500×2100×180 , при работе на карбонатных породах	ТО	500	12	8	24	24	256
	Т	1 000	10	40	160	133	
	С	6 000	1	96	400	33	
	К	12 000	1	160	800	66	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	250	36	8	24	72	304
	Т	1 000	10	40	160	133	
	С	6 000	1	96	400	33	
	К	12 000	1	160	800	66	

Продолжение табл. 87

Наименование оборудования	Вид ремонта	Межремонтный период, маш.-ч	Количество ремонтов в ремонтном цикле	Продолжительность ремонта, ч	Трудоемкость ремонта, чел.-ч	Трудоемкость ремонтов на 1000 ч работы оборудования, чел.-ч	
						по видам ремонта	всего
Дробилки конусные КСД-1200Гр, КСД-1200Т, КМД-1200Гр, КМД-1200Т при работе на карбонатных породах	ТО	500	18	5	15	22	118
	Т	2 000	4	25	100	33	
	С	6 000	1	60	250	21	
	К	12 000	1	100	500	42	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	500	12	5	15	15	160
	Т	1 000	10	25	100	83	
	С	6 000	1	60	250	20	
	К	12 000	1	100	500	42	
Дробилки конусные КСД-1750Гр, КСД-1750Т, КМД-1750Гр, КМД-1750Т при работе на карбонатных породах	ТО	500	18	6	18	27	142
	Т	2 000	4	30	120	40	
	С	6 000	1	72	300	25	
	К	12 000	1	120	600	60	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	500	12	6	18	18	193
	Т	1 000	10	30	120	100	
	С	6 000	1	72	300	25	
	К	12 000	1	120	600	50	
Дробилки конусные КСД-2200Гр, КСД-2200Т, КМД-2200Гр, КМД-2200Т при работе на карбонатных породах	ТО	500	18	7	22	33	171
	Т	2 000	4	36	144	48	
	С	6 000	1	86	360	30	
	К	12 000	1	144	720	60	
То же, при работе на изверженных породах	ТО	500	12	7	22	22	232
	Т	1 000	10	36	144	120	
	С	6 000	1	86	360	30	
	К	12 000	1	144	720	60	
Дробилка роторная ДРК-12×10 (СМД-86) ⌀1250×1000	ТО	500	18	5	16	24	123
	Т	2 000	4	26	104	35	
	С	6 000	1	62	260	21	
	К	12 000	1	104	520	43	
Дробилка роторная ДРС-10×10 (СМД-75) ⌀1000×1000	ТО	500	18	4	14	21	110
	Т	2 000	4	23	92	31	
	С	6 000	1	55	230	19	
	К	12 000	1	92	460	39	
Грохот колосниковый ГИТ-41 (СМ-690) 1500×3000	ТО	500	9	2	6	9	53
	Т	2 000	2	10	38	12	-
	К	6 000	1	38	190	32	
Грохот гирационный ГГТ-42 (СМ-572) 1500×3750	ТО	200	27	1	5	22	54
	Т	2 000	2	7	28	9	
	К	6 000	1	28	140	23	

Продолжение табл. 87

Наименование оборудования	Вид ремонта	Межремонтный период, маш.-ч	Количество ремонтов в ремонтном цикле	Продолжительность ремонта, ч	Трудоемкость ремонта, чел.-ч	Трудоемкость ремонтов на 1000 ч работы оборудования, чел.-ч	
						по видам ремонта	всего
Грохот гирационный ГТС-52 (СМ-653Б) ⌀1750×4250 с ситом 15 мм и более	ТО	200	27	1	5	22	54
	Т	2 000	2	7	28	9	
	К	6 000	1	28	140	23	
То же, с ситом менее 15 мм	ТО	100	57	1	5	47	79
	Т	2 000	2	7	28	9	
	К	6 000	1	28	140	23	
Грохоты инерционные ГИС-42 (С-784) и ГИЛ-42 ⌀1500×3750 с ситом 15 мм и более	ТО	200	27	1	3	13	38
	Т	2 000	2	5	21	7	
	К	6 000	1	21	105	18	
То же, с ситом менее 15 мм	ТО	100	57	1	3	28	53
	Т	2 000	2	5	21	7	
	К	6 000	1	21	105	18	
Грохоты инерционные ГИС-52 (С-785) и ГИЛ-52 ⌀1750×4500 с ситом 15 мм и более	ТО	200	27	1	5	22	54
	Т	2 000	2	7	28	9	
	К	6 000	1	28	140	23	
То же, с ситом менее 15 мм	ТО	100	57	1	5	47	79
	Т	2 000	2	7	28	9	
	К	6 000	1	28	140	23	
Мойка корытная К 12 производительностью 70 м³/ч	ТО	500	16	3	9	14	71
	Т	2 500	2	15	60	12	
	С	5 000	1	36	150	15	
	К	10 000	1	60	300	30	
То же, К-14 производительностью 100 м³/ч	ТО	500	16	3	11	18	86
	Т	2 500	2	18	72	14	
	С	5 000	1	43	180	18	
	К	10 000	1	72	360	36	
Вибрационная промывочная машина СМД-83 ⌀800×3000	ТО	500	16	2	6	9	38
	Т	2 500	3	9	36	11	
	К	10 000	1	36	180	18	
Классификатор гидравлический ГКД-2-800	ТО	1 000	8	1	5	3	22
	Т	3 000	3	7	28	7	
	К	12 000	1	28	140	12	
То же, ГКД-2-1200	ТО	1 000	8	2	5	3	26
	Т	3 000	3	9	34	9	
	К	12 000	1	34	170	14	
Классификатор односпиральный 1КСН-12 ⌀1200×6500	ТО	500	18	3	9	13	71
	Т	2 000	4	15	60	20	
	С	6 000	1	36	150	13	
	К	12 000	1	60	300	25	

Наименование оборудования	Вид ремонта	Межремонтный период, маш.-ч	Количество ремонтов в ремонтном цикле	Продолжительность ремонта, ч	Трудоемкость ремонта, чел.-ч	Трудоемкость ремонтов на 1000 ч работы оборудования, чел.-ч	
						по видам ремонта	всего
Классификатор односпиральный 1 КСН-15, ⌀ 1500×8200	ТО	500	18	3	11	16	83
	Т	2 000	4	18	70	23	
	С	6 000	1	42	175	15	
	К	12 000	1	70	350	29	
То же, 1 КСН-20, ⌀ 2000××8400	ТО	500	18	4	12	18	95
	Т	2 000	4	20	80	27	
	С	6 000	1	48	200	17	
	К	12 000	1	80	400	33	
Гидроциклоны ГЦ-50К ⌀ 500, ГЦ-71К ⌀ 750	ТО	500	33	1	4	7	17
	Т	6 000	2	7	26	3	
	К	18 000	1	26	130	7	
Питатель пластинчатый 1-15-90	ТО	500	24	4	12	16	94
	Т	1 500	10	20	80	45	
	С	9 000	1	48	200	11	
	К	18 000	1	80	400	22	
То же, 1-18-90	ТО	500	24	4	14	19	106
	Т	1 500	10	23	90	50	
	С	9 000	1	54	225	12	
	К	18 000	1	90	450	25	
То же, 1-18-120	ТО	500	24	5	15	20	117
	Т	1 500	10	25	100	55	
	С	9 000	1	60	250	14	
	К	18 000	1	100	500	28	
Питатель электровибрационный 185-ПТ 500×1600	ТО	500	21	1	3	5	16
	Т	4 000	2	5	18	3	
	К	12 000	1	18	90	8	
То же, 196-ПТ, 196А-ПТ 950×2000	ТО	500	21	1	4	7	20
	Т	4 000	2	6	22	4	
	К	12 000	1	22	110	9	
То же, 189-ПТ, 189А-ПТ 1200×2000	ТО	500	21	1	4	7	22
	Т	4 000	2	7	26	4	
	К	12 000	1	26	130	11	
Конвейер ленточный В-650 длиной 25 м	ТО	500	16	2	7	9	51
	Т	1 500	7	11	42	24	
	К	12 000	1	42	210	18	
То же, В-800 длиной 25 м	ТО	500	16	3	8	10	60
	Т	1 500	7	13	50	29	
	К	12 000	1	50	250	21	
То же, В-1000 длиной 25 м	ТО	500	16	3	9	12	68
	Т	1 500	7	14	56	33	
	К	12 000	1	56	280	23	

Продолжение табл. 87

Наименование оборудования	Вид ремонта	Межремонтный период, маш.-ч	Количество ремонтов в ремонтном цикле	Продолжительность ремонта, ч	Трудоемкость ремонта, чел.-ч	Трудоемкость ремонтов на 1000 ч работы оборудования, чел.-ч	
						по видам ремонта	всего
Конвейер ленточный В-1200 длиной 25 м	ТО	500	16	3	10	13	77
	Т	1 500	7	16	64	37	
	К	12 000	1	64	320	27	
Тележка сбрасывающая В-650	ТО	500	16	0,5	2	3	15
	Т	1 500	7	3	12	7	
	К	12 000	1	12	60	5	
То же, В-1200	ТО	500	16	1	4	5	29
	Т	1 500	7	6	24	14	
	К	12 000	1	24	120	10	
Затвор 500×500 с приводом-толкателем (с электродвигателем)	ТО	500	9	1	3	4	25
	Т	2 000	2	5	18	6	
	К	6 000	1	18	90	15	
Технологические металлоконструкции массой 0,5 т при работе на неабразивном материале	ТО	500	9	0,5	1	1	8
	Т	2 000	2	2	6	2	
	К	6 000	1	6	30	5	
То же, массой 1 т	ТО	500	9	0,5	2	3	14
	Т	2 000	2	3	10	3	
	К	6 000	1	10	50	8	

Примечание. Для конвейеров длиной более 25 м на каждые 10 м трудоемкость увеличивается на 10%.

20.2.6. Ориентировочное распределение трудоемкости ремонта по видам работ приведено в табл. 88.

Таблица 88

Ориентировочное распределение трудоемкости ремонта основного технологического и вспомогательного оборудования по видам работ

Вид ремонта	Соотношение работ, %		
	слесарные	станочные	прочие
Техническое обслуживание	70	10	20
Текущий ремонт	57	22	21
Средний »	57	29	14
Капитальный ремонт	57	29	14

Таблица 89

Нормы запаса сменных машин, узлов и деталей

Наименование оборудования	Количество машин, шт. ***	Наименование узлов и деталей	Количество сменных узлов и деталей на каждую машину	Примечание
Дробилки щековые с простым качанием щеки	1—2/—	Рама:	—	
		плита дробящая нижняя	4 компл.*	
		то же, верхняя	2 » *	
		футеровка боковая	1 » *	
		вкладыш подшипника вала подвижной щеки	1 » *	
		подшипник главного вала	1 » *	На две машины
		Щека подвижная:	1 шт.**	
		плита дробящая нижняя	4 компл.*	
		то же, верхняя	2 » *	
		Плиты распорные	1 »	
		Вал главный:	—	
		уплотнение	2 компл.	
		диск	1 »	
		корпус	1 »	То же
		втулка	1 »	
		Пружины замыкающие:	—	
		пружина	1 компл.	
		втулка	1 »	
		Привод:	—	
		подшипник	1 компл.	
		Ремень клиновой	1 »	
Дробилки конусные среднего и мелкого дробления	1—12/—	Часть нижняя:	—	
		броня ребра	1 компл.*	
		втулка цилиндрическая	1 »	
		диск	1 »	На две машины
		крышка	1 шт.	
		Вал приводной:	1 »	На четыре машины
		вал	1 »	На две машины
		шестерня	1 »	
		броня привода	1 компл.*	
		диск упорный	1 шт.	
		втулка	1 компл.	
		подшипник	1 »	
		Эксцентрик:	1 шт.	На две машины
		втулка коническая	1 компл.	

* Запас брони для щековых и конусных дробилок, бил и отражательных плит для роторных дробилок, колосников и сит для грохотов, лент для конвейеров уточняется по нормам расхода для конкретных условий, приведенным в табл. 69, 71, 75, 76, 77, 81 и п. 16.5.2.

** Запасные узлы заказываются на каждый типоразмер установленного оборудования.

*** В числителе указано количество установленного оборудования, а в знаменателе — сменного.

Продолжение табл. 89

Наименование оборудования	Количество машин, шт. ***	Наименование узлов и деталей	Количество сменных узлов и деталей на каждую машину	Примечание
Дробилки конусные среднего и мелкого дробления		Чаша опорная:	—	
		подпятник сферический	1 компл.	На две машины
		муфта специальная	1 шт.	На две машины
		Конус дробящий:	1 » **	
		броня конуса	2 компл.*	
		втулка	1 »	
		плита распределительная	1 шт.*	
		клин	1 компл.	
		Кольцо регулирующее:	1 шт.**	
		броня неподвижная	2 компл.*	
		футеровка	1 шт.*	
		скоба	1 компл.	
		колонка	1 »	
		Пружины	1 »	
		Устройство загрузочное:	1 шт.	На четыре машины
		патрубок	1 »	На две машины
		муфта упругая	1 »	На две машины
Дробилки однороторные	1—6/—	Корпус:	—	
		футеровка	1 компл.*	
		то же, боковая	1 » *	
		Ротор:	1 шт.**	На две машины
		било	2—8 компл.*	
		брус	1 »	
		сегмент	1 »	
		клин	1 »	
		уплотнение	2 »	
		подшипник	1 »	На две машины
		Плита отражательная:	1 »	На две машины
		футеровка	1 »*	
		ось	1 »	
		Подвеска пружинная	1 »	
		Привод:	—	
		ремень клиновой	1 компл.	
Грохоты инерционные	1—4/— 5—12/1	Рама подвижная:	—	
		колосники	1—2 компл.*	
		сито	4—20 » *	

* Запас брони для щековых и конусных дробилок, бил и отражательных плит для роторных дробилок, колосников и сит для грохотов, лент для конвейеров уточняется по нормам расхода для конкретных условий, приведенным в табл. 69, 71, 75, 76, 77, 81 и п. 16.5.2.

** Запасные узлы заказываются на каждый типоразмер установленного оборудования.

*** В числителе указано количество установленного оборудования, а в знаменателе — сменного.

Наименование оборудования	Количество машин, шт. ***	Наименование узлов и деталей	Количество сменных узлов и деталей на каждую машину	Примечание
Грохоты инерционные		Вибратор:	1 шт.	На четыре машины
		вал	1 »	На две машины
		стакан	1 компл.	
		втулка	1 »	
		уплотнение	1 »	
		подшипник	1 »	
		Виброизолятор:	1 »	На четыре машины
		пружина	1 »	
		Ремень клиновой	1 »	
Мойки корытные	1—4/—	Привод:	—	
		вал I	1 шт.	На четыре машины
		вал II	1 »	
		вал III	1 »	
		шестерня	1 компл	
		колесо зубчатое	1 шт.	На две машины
		опора	1 компл.	На четыре машины
		подшипник	1 »	
		Вал лопастной:	1 » **	На четыре машины
		вал	1 шт.	На две машины
		колесо зубчатое	1 »	
		лопатка	1 компл.*	
		уплотнение	1 шт.	
		корпус конический	1 »	На две машины
		корпус подшипника	1 »	
		подшипник	1 компл.	
		Ремень клиновой	1 »	
Классификаторы гидравлические двухпродуктные	1—4/—	Корпус:	—	
		конус	1 шт.	
		Грунтосборник	2 »	
		Диффузор	1 »	
Классификаторы спиральные	1—6/—	Привод:	—	
		муфта	1 компл.	На четыре машины
		шестерня	1 »	
		втулка	1 »	На две машины
		вкладыш	1 »	
		подшипник	1 »	

* Запас брони для щековых и конусных дробилок, бил и отражательных плит для роторных дробилок, колосников и сит для грохотов, лент для конвейеров уточняется по нормам расхода для конкретных условий, приведенным в табл. 69, 71, 75, 76, 77, 81 и п. 16.5.2.

** Запасные узлы заказываются на каждый типоразмер установленного оборудования.

*** В числителе указано количество установленного оборудования, а в знаменателе — сменного.

Продолжение табл. 89

Наименование оборудования	Количество машин, шт.***	Наименование узлов и деталей	Количество сменных узлов и деталей на каждую машину	Примечание
		Спираль:	1 компл.**	На четыре машины
		вал	1 шт.	На две машины
		спица	5%	
		лопасть	10%	
		футеровка	2 компл.*	
		Опора нижняя:	—	
		крышка	1 компл.	
		втулка	1 »	
		подшипник	1 »	
Гидроциклоны, футерованные каменным литьем	1—8/— 9—16/1	Футеровка	1 »	На две машины
		Насадка	5 »	
		Вкладыш	5 »	
Питатели пластинчатые	1—4/—	Привод:	—	
		вал-звездочка	1 шт.	На четыре машины
		вал промежуточный	1 »	
		подшипник	1 компл.	
		Редуктор:	—	
		вал-шестерня	1 шт.	На две машины
		подшипник	1 компл.	
		Муфта	1 »	На четыре машины
		Лента питателя:	—	
		пластина	10%	
		Ролики верхние и нижние:	1 компл.	На четыре машины
		подшипник	1 »	
		Устройство натяжное.	—	
		вал	1 шт.	На четыре машины
		звездочка	1 компл.	
		подшипник	1 »	На две машины
		Смазка:	—	
		насос	1 шт.	
		фильтр	1 компл.	
Питатели электровибрационные	1—8/— 9—16/1	Вибратор	1 шт.	На четыре машины
		Лоток	1 »	
		Амортизатор:	—	
		пружина	1 компл.	На две машины

* Запас брони для щековых и конусных дробилок, бил и отражательных плит для роторных дробилок, колосников и сит для грохотов, лент для конвейеров уточняется по нормам расхода для конкретных условий, приведенным в табл. 69, 71, 75, 76, 77, 81 и п. 16.5.2.

** Запасные узлы заказываются на каждый типоразмер установленного оборудования.

*** В числителе указано количество установленного оборудования, а в знаменателе — сменного.

Продолжение табл. 89

Наименование оборудования	Количество машин, шт. ***	Наименование узлов и деталей	Количество сменных узлов и деталей на каждую машину	Примечание
Конвейеры ленточные, тележки сбрасывающие	—/—	Барабан приводной:	1 шт.	На десять машин
		втулка	1 компл.	На две машины
		подшипник	1 »	
		Устройство натяжное:	—	
		барабан концевой	1 шт.	На десять машин
		каток	1 компл.	На две машины
		подшипник	1 »	
		Барабан отклоняющий:	1 шт.	На четыре машины
		подшипник	1 компл.	
		Роликоопоры верхние и нижние:	10%	
		ролик	10%	
		подшипник	10%	
		Лента конвейерная	30%*	
Насосы песковые и грунтовые	1—8/—	Корпус (улитка)	2—6 шт.	
	9—16/1	Колесо рабочее	4—12 »	
		Диск	8 »	
		Кольцо сальника	8 »	
		Подшипник	1 компл.	
		Муфта	1 шт.	На четыре машины
		Втулка упругая	1 компл.	

* Запас брони для щековых и конусных дробилок, бил и отражательных плит для роторных дробилок, колосников и сит для грохотов, лент для конвейеров уточняется по нормам расхода для конкретных условий, приведенным в табл. 69, 71, 75, 76, 77, 81 и п. 16.5.2.

*** В числителе указано количество установленного оборудования, а в знаменателе — сменного.

20.3. НОРМЫ ЗАПАСА СМЕННЫХ МАШИН, УЗЛОВ И ДЕТАЛЕЙ

20.3.1. Для обеспечения нормальных условий эксплуатации оборудования при проектировании заводов одновременно с оборудованием заказываются сменные машины и узлы в количестве, требуемом на первый год эксплуатации (без учета резервного оборудования).

Номенклатура и нормы неснижаемого запаса сменных машин, узлов и деталей основного технологического оборудования приведены в табл. 89.

20.4.1. В ремонтно-механических мастерских (РММ) выполняется весь объем работ по ремонту автомобилей и бульдозеров и примерно 60% общей трудоемкости работ по ремонту горного и технологического оборудования. Остальные 40% работ выполняются на местах установки оборудования.

20.4.2. Ориентировочное распределение трудоемкости по видам работ при ремонте горного и технологического оборудования, выполняемых в РММ, %:

слесарные	25
станочные	30
кузнечные	15
сварочные	7,5
электроремонтные	12,5
прочие	10

20.4.3. Состав, режим работы и площадь отделений РММ в зависимости от мощности предприятия принимаются по табл. 90.

Таблица 90

Режим работы и площадь отделений РММ

Наименование отделений	Количество рабочих смен в сутки	Наибольшая площадь, м², для щебеночных (1) и гравийно-песчаных (2) заводов мощностью, тыс. м³/год		
		(1) 400—700 (2) 500—700	(1) 750—1000 (2) 750—1400	(1) 1050—2000
Площадь РММ	—	1190—1300	1440—1550	1730—1830
В том числе отделения:				
технического обслуживания и текущего ремонта автомобилей	3	432—540	576—684	720—864
слесарно-механическое	2	324	360	414
кузнечно-сварочное	1	180	216	252
электроремонтное	1	144	162	198
кладовые	1	108	126	144
Площадь открытой монтажно-сварочной площадки	1	216	324	432

20.4.4. Отделения РММ блокируются в одном здании.

20.4.5. Площадка для монтажно-сварочных работ должна иметь бетонный пол и находиться вне здания рядом с кузнечно-сварочным отделением.

20.4.6. Перечень основного оборудования ремонтно-механических мастерских по отделениям приведен в табл. 91.

Таблица 91

Минимально необходимый набор оборудования ремонтно-механических мастерских

Наименование	Количество, шт., для щебеночных (1) и гравийно-песчаных (2) заводов мощностью, тыс. м³/год		
	(1) 400—700 (2) 500—700	(1) 750—1000 (2) 750—1400	(1) 1050—2000
Отделение технического обслуживания и текущего ремонта автомобилей			
Агрегатный участок			
Стенд для ремонта:			
двигателей автомобилей ЗИЛ-130	1	1	1
коробок передач автомобилей ЗИЛ-130	1	1	1
передних и задних мостов грузовых автомобилей	1	1	1
двигателей ЯМЗ-238	1	1	1
передних и задних мостов автомобилей КрАЗ-256	1	1	1
двигателей Д-12А	—	1	1
переднего моста БелАЗ-540	—	1	1
заднего моста БелАЗ-540	—	1	1
редуктора заднего моста БелАЗ-540	—	1	1
Стенд для демонтажа:			
шин грузовых автомобилей	1	1	1
шин автомобилей БелАЗ-540	—	1	1
Стол для ремонта агрегатов	1	1	2
Стол-подставка	2	2	2
Установка для мойки деталей	1	1	1
Стол для сушки деталей	1	1	1
Колонка маслораздаточная	3	3	3
Солидолонагнетатель с электроприводом	2	2	2
Компрессор передвижной $Q = 0{,}5$ м³/мин, $P = 6$ кг/м²	1	1	1
Пресс гидравлический, усилие 40 тс	1	1	1
Станок:			
вертикально-сверлильный с диаметром сверления 25 мм	—	1	1
для шлифовки клапанов	1	1	1
точильно-шлифовальный с диаметром круга 300 мм	1	1	1
Агрегат вентиляционный производительностью 700 м³/ч	1	1	1
Привод шлифовального инструмента	1	1	1
Электровулканизатор для ремонта камер грузовых автомобилей	1	1	1
Верстак слесарный на одно рабочее место	3	4	5
Стеллаж:			
каркасный	1	1	2
для покрышек автомобилей БелАЗ-540	—	1	1

Продолжение табл. 91

Наименование	Количество шт., для щебеночных (1) и гравийно-песчаных (2) заводов мощностью, тыс. м³/год		
	(1) 400—700 (2) 500—700	(1) 750—1000 (2) 750—1400	(1) 1050—2000
Кран подвесной электрический грузоподъемностью 5 т	1	1	1
Тележка:			
ручная грузоподъемностью 1 т	1	1	1
для перевозки аккумуляторов	1	1	1
Участок топливной аппаратуры			
Комплект приборов для проверки системы питания четырехтактных дизельных двигателей	1	1	1
Ванна для мойки деталей	1	1	1
Станок настольно-сверлильный с диаметром сверления 12 мм	1	1	1
Верстак:			
с отсосом	1	1	1
слесарный на одно рабочее место	2	2	2
Стеллаж каркасный	1	1	1
Аккумуляторный участок			
Стенд для разрядки аккумуляторов	1	1	1
Выпрямитель	1	1	1
Шкаф:			
для зарядки аккумуляторов	1	1	1
вытяжной	1	1	1
для хранения кислоты	1	1	1
Стол-подставка	1	1	1
Верстак для ремонта аккумуляторов	1	1	1
Стеллаж для хранения аккумуляторов	1	1	1
Кладовая запасных частей			
Стеллаж каркасный	4	4	4
Склад масел			
Установка для заправки маслом	1	1	1
Резервуар емкостью 3 м³	3	3	3
То же, 1 м³	3	3	3
Слесарно-механическое отделение			
Станок токарно-винторезный универсальный:			
РМЦ 5000	—	1	1
РМЦ 2800	1	—	—
РМЦ 1400	1	1	1
РМЦ 1000	1	1	1
РМЦ 710	—	—	1

Продолжение табл. 91

Наименование	Количество, шт., для щебеночных (1) и гравийно-песчаных (2) заводов мощностью, тыс. м³/год		
	(1) 400—700 (2) 500—700	(1) 750—1000 (2) 750—1400	(1) 1050—2000
Станок:			
консольно-фрезерный с размером стола 320×1250	1	1	1
поперечно-строгальный с ходом ползуна 700 мм	1	1	1
радиально-сверлильный с диаметром сверления 50 мм	1	1	1
вертикально-сверлильный с диаметром сверления 35 мм	1	1	1
настольно-сверлильный с диаметром сверления 12 мм	1	1	1
долбежный	—	—	1
заточный	—	—	1
точильно-шлифовальный с диаметром круга 300 мм	1	1	1
Агрегат вентиляционный производительностью 700 м³/ч	1	1	1
Машина электрошлифовальная	—	1	1
Плита разметочная 870×1270	1	1	1
Верстак слесарный на одно рабочее место	2	3	5
Стеллаж каркасный	1	1	2
Кран подвесной электрический грузоподъемностью 5 т	—	1	1
То же, 3,2 т	1	—	—
Тележка ручная грузоподъемностью 0,25 т	1	1	1
Кузнечно-сварочное отделение			
Молот пневматический 250 кг	1	1	1
Печь камерная электрическая	—	1	1
Горн кузнечный	1	1	1
Вентилятор дутьевой	1	1	1
Наковальня	1	1	1
Стол сварщика	1	2	2
Преобразователь сварочный	1	1	1
Трансформатор сварочный	1	1	1
Головка наплавочная универсальная	1	1	1
Станок:			
токарно-винторезный универсальный РМЦ-1400	1	1	1
отрезной	1	1	1
для заточки буровых коронок	—	1	1
точильно-шлифовальный с диаметром круга 300 мм	—	1	1
Пресс-ножницы	—	1	1
Виброножницы	—	—	1
Агрегат вентиляционный производительностью 700 м³/ч	—	1	1

Продолжение табл. 91

Наименование	Количество шт., для щебеночных (1) и гравийно-песчаных (2) заводов мощностью, тыс м³/год		
	(1) 400—700 (2) 500—700	(1) 750—1000 (2) 750—1400	(1) 1050—2000
Машина электрошлифовальная	1	1	1
Плита правильно-гибочная 1000×1200	1	1	1
Верстак слесарный на одно рабочее место	1	1	1
Ванна для закалки деталей	1	2	2
Шкаф для баллонов	1	1	1
Стеллаж каркасный	1	1	1
Кран подвесной электрический грузоподъемностью 2 т	1	1	1
Тележка для баллонов	1	1	1
Электроремонтное отделение			
Установка контрольно-испытательная	1	1	1
Стенд:			
контрольно-испытательный для проверки электрооборудования грузовых автомобилей	1	1	1
для укладки обмоток и балансировки роторов	1	1	1
Станок:			
намоточный	1	1	1
настольно-сверлильный с диаметром сверления 12 мм	1	1	1
Пресс гидравлический усилием 10 т	1	1	1
Ножницы ручные	1	1	1
Машина электрошлифовальная	1	1	1
Ванна для пропитки обмоток	1	1	1
Шкаф для сушки обмоток	1	1	1
Верстак:			
с отсосом	1	1	1
слесарный на одно рабочее место	2	3	3
Стеллаж каркасный	1	1	1
Кран подвесной электрический грузоподъемностью 1 т	1	1	1
Кладовая инструментальная			
Стеллаж каркасный	5	5	7

20.4.7. Ориентировочное распределение ремонтных рабочих по специальностям (в %) при ремонте горного и технологического оборудования.

Ремонтно-механические мастерские

Станочники	20
Слесари	15
Кузнецы, термисты	4
Медники, жестянщики	2
Электрики	9
Сварщики	5
Вспомогательные рабочие	5
Итого	60

Ремонтно-монтажные площадки корпусов, карьера

Слесари	30
Сварщики	6
Электрики	4
Итого	40
Всего	100

20.4.8. Ориентировочное распределение ремонтных рабочих по специальностям (в %) при ремонте автотранспортного оборудования:

Отделение технического обслуживания и текущего ремонта автомобилей

Слесари по ремонту автомобилей	50
» » топливной аппаратуре	6
Электрики	7
Аккумуляторщики	5
Шиноремонтники	3
Вулканизаторщики	3
Мойщики, смазчики	3
Вспомогательные рабочие	3
Итого	80

Слесарно-механическое и кузнечно-сварочное отделения

Станочники	5
Кузнецы, термисты	5
Медники, жестянщики	5
Сварщики	5
Итого	20
Всего	100

20.5. РЕМОНТНЫЕ ПУНКТЫ

20.5.1. Ремонтные пункты организуются в основных производственных корпусах при ремонтно-монтажных площадках как техническая база ремонтных бригад, обслуживающих оборудование корпуса.

20.5.2. Размеры пунктов приведены в табл. 92.

20.5.3. Ремонтные пункты оснащаются оборудованием для изготовления несложных нестандартных деталей при ремонте оборудования и осуществлении мероприятий по технике безопасности. Перечень оборудования пунктов приведен в табл. 93.

Таблица 92

Размеры ремонтных пунктов

Корпуса	Количество основного оборудования	Размеры ремонтного пункта, м
Первичного дробления	1—2 дробилки	6×4
	3 дробилки	6×6
Вторичного и третичного дробления	1—4 дробилки	6×6
	5—8 дробилок	6×9
Промывки и сортировки	3—12 грохотов	6×6
	13 и более грохотов	6×9
Классификации песка	1—4 классификатора	6×4
	5 и более классификаторов	6×6
Перегрузочный узел	5 и более приводных станций конвейеров	6×4

Таблица 93

Минимально необходимый набор оборудования ремонтных пунктов

№ позиции на рис. 8, 9 и 10	Наименование оборудования	Количество оборудования в ремонтном пункте		
		6×4 м	6×6 м	6×9 м
1	Станок точильно-шлифовальный с диаметром круга 300 мм	1	1	1
2	Агрегат вентиляционный пылеулавливающий производительностью 700 м³/ч	1	1	1
3	Станок вертикально-сверлильный с диаметром сверла 25 мм	1	1	1
4	Пресс гидравлический с усилием 10 тс	1	—	—
5	Пресс гидравлический с усилием 40 тс	—	1	1
6	Верстак слесарный	2	2	3
7	Стеллаж каркасный	1	1	2
8	Трансформатор сварочный	2	2	3
9	Тележка ручная грузоподъемностью 0,25 тс	1	1	1
	Вулканизатор переносной (комплект)	По одному комплекту на каждую ширину ленты		

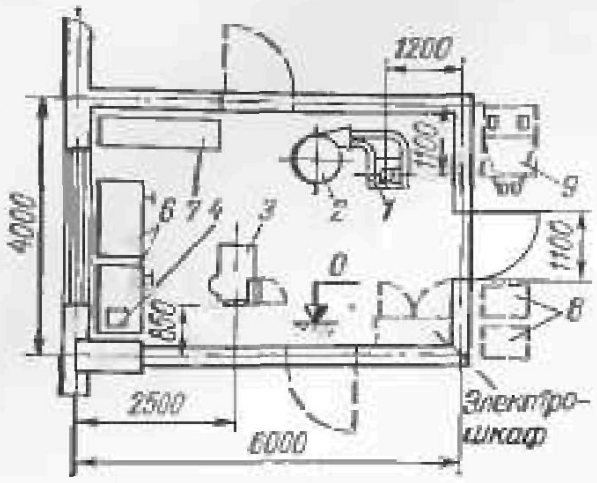


Рис. 8. Ремонтный пункт 6×4 м

20.5.4. Рекомендуемая расстановка оборудования в ремонтных пунктах приведена на рис. 8, 9 и 10 (номера позиций см. табл. 93).

20.5.5. Ремонтные пункты располагаются в отапливаемом помещении на первом этаже с выходом на монтажную площадку. Высота помещения должна быть не менее 2,8 м до низа конструкций.

20.5.6. В корпусе вторичного и третичного дробления и в корпусе промывки и грохочения на первом этаже предусматривается кладовая размером 6×3 м, огражденная сеткой.

20.5.7. Типоразмеры вулканизаторов определяются типоразмерами ковейеров, ремонтируемых в данном ремонтном пункте.

20.5.8. На карьере в качестве ремонтных пунктов используются передвижные мастерские, в состав которых входят:

прицеп-мастерская;

прицеп со сварочным агрегатом;

прицеп-электростанция.

Оборудование передвижной мастерской позволяет выполнять простые слесарные, кузнечные, электросварочные и газосварочные работы, а также производить зарядку аккумуляторов.

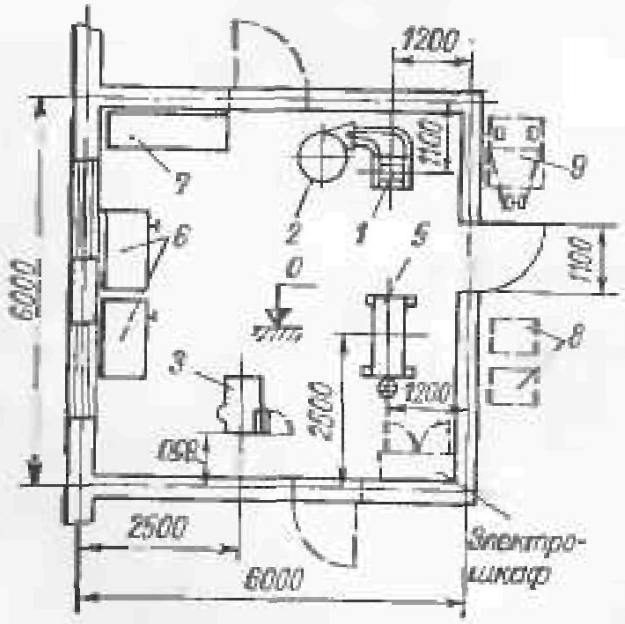


Рис. 9. Ремонтный пункт 6×6 м

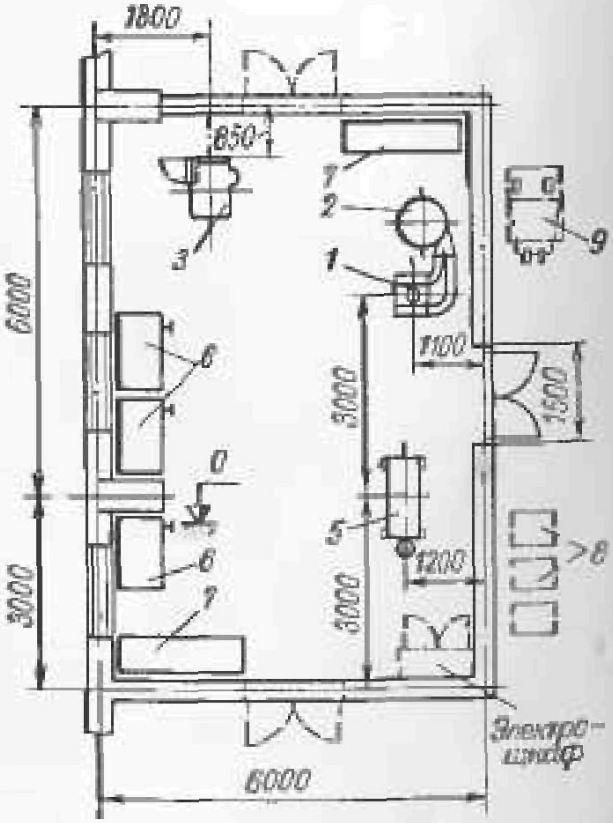


Рис. 10. Ремонтный пункт 6×9 м

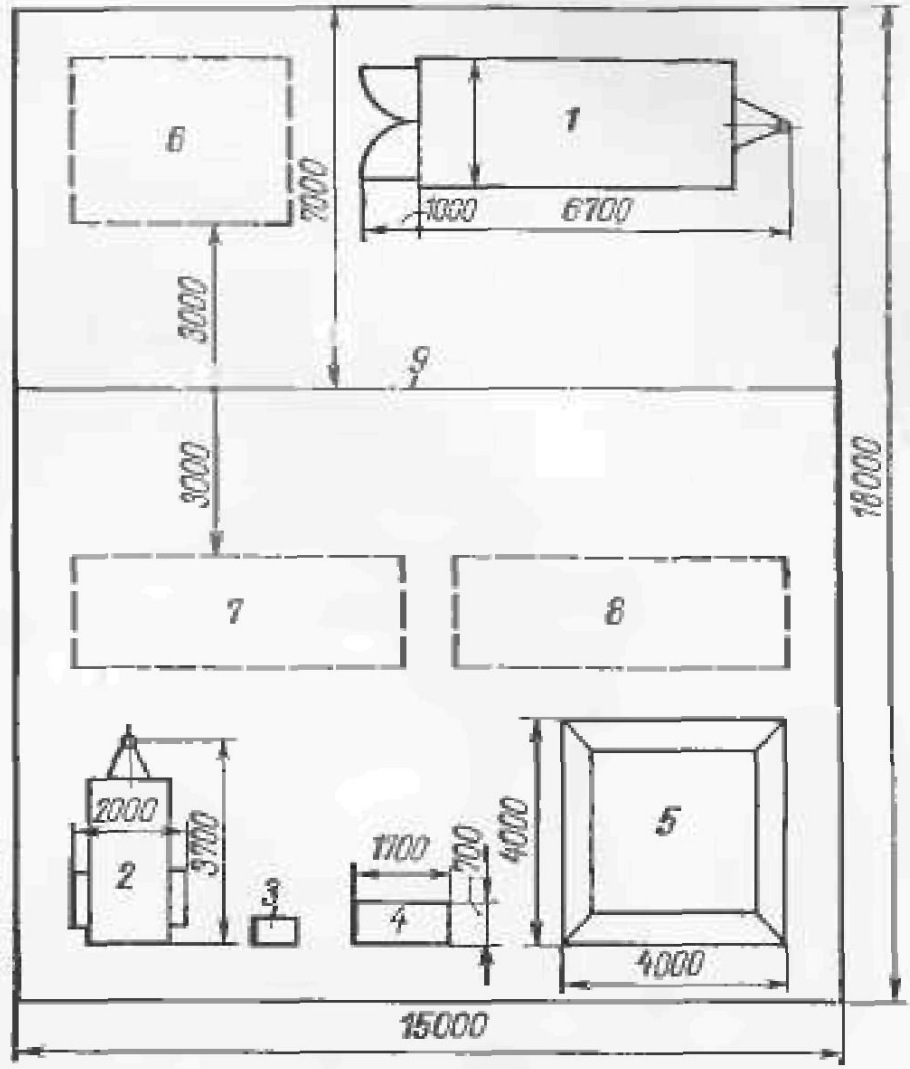


Рис. 11. Схема развертывания передвижной ремонтной мастерской А-704 (с питанием от электросети)

1 — прицеп-мастерская; *2* — электросварочный агрегат АДБ-306; *3* — пост электросварщика; *4* — пост газосварщика; *5* — палатка для производства кузнечных работ; *6* — площадка 3×4 м для хранения и разборки узлов оборудования; *7* — площадка 2×6 м для хранения и разборки узлов оборудования; *8* — площадка 2×6 м для хранения материалов; *9* — ось проезда

20.5.9. Рекомендуемая схема развертывания передвижной мастерской приведена на рис. 11.

20.6. РЕМОНТНО-МОНТАЖНЫЕ ПЛОЩАДКИ

20.6.1. Для обеспечения выполнения ремонта технологического оборудования в основных производственных корпусах предусматриваются ремонтно-монтажные площадки, на которых размещаются стенды, а также приспособления, сменные узлы и детали.

20.6.2. Площадки располагаются в зоне действия крюка мостового крана, предназначенного для ремонта технологического оборудования.

20.6.3. Размеры площадок в корпусах дробления, м:

дробилки щековые:	
600×900	3×6
900×1200×130	6×9
1200×1500×150	6×12
1500×2100×180	9×12
дробилки конусные для среднего и мелкого дробления:	
1200	3×6
1750	6×9
2200	6×12

Размеры площадок даны для одной дробилки. При нескольких дробилках в одном корпусе на каждую последующую добавляется 0,2—0,5 от размеров вышеуказанной площадки в зависимости от компоновки корпуса.

Размеры площадок в остальных корпусах завода принимаются в пределах 5—10% от производственной площади корпуса, в зависимости от типоразмера и количества установленного технологического оборудования.

20.6.4. Примерный набор приспособлений и стендов для ремонта основного технологического оборудования (изготовляемых по чертежам специализированных организаций) следующий:

устройство для снятия брони дробящего конуса;

электроковш емкостью 750 кг (для плавки цинка);

стенд для перефутеровки и хранения дробящего конуса;

приспособление для расфутеровки регулирующего кольца;

приспособление для выпрессовки и запрессовки втулки в станину конусной дробилки;

гидроскоба для сжатия пакета пружин конусной дробилки;

стенд для перефутеровки и хранения спирали классификатора;

приспособления универсальные сборные грузозахватные.

20.7. ГРУЗОПОДЪЕМНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

20.7.1. Все установленное на предприятии оборудование, имеющее массу сменных узлов более 50 кг, должно быть обеспечено грузоподъемными средствами для полной механизации ремонтных работ.

В качестве грузоподъемных средств рекомендуется применять мостовые, подвесные и автомобильные краны, тали и лебедки, серийно изготовляемые отечественными заводами.

20.7.2. Грузоподъемные средства принимаются с электрическими приводами. Применение ручного привода допускается при малой интенсивности ремонтных работ, массе груза не более 2 т и высоте подъема не более 3 м. Ремонтные мостовые краны принимаются легкого режима работы.

20.7.3. Грузоподъемность кранов для ремонта дробилок назначается по массе:

подвижной щеки — для щековых дробилок;

дробящего конуса — для конусных дробилок среднего и мелкого дробления;

ротора — для роторных дробилок.

Рекомендуемая грузоподъемность кранов для ремонта дробильного оборудования приведена в табл. 94.

20.7.4. При установке в корпусе грохочения одного — четырех вибрационных грохотов с площадью сит 1500×3750 и 1750×4500 необходимо предусматривать средства грузоподъем-

Таблица 94

Рекомендуемая грузоподъемность кранов для ремонта дробилок

Тип или марка дробилки	Краткая характеристика	Общая масса дробилки без электрооборудования, т	Наибольшая масса сменных узлов, т	Грузоподъемность крана, т
Дробилки щековые				
ЩДС-11—4×9 (СМ-741)	400×900	10,0	4,1	5
ЩДС-1—6×9 (СМ-16Д)	600×900	14,9	6,5	10
ЩДП-6×9 (СМ-204Б)	600×900	24,3	5,6	10
ЩДП-9×12 (СМД-58Б)	900×1200×130	71,8	11,3	15/3
ЩДП-12×15 (СМД-59А)	1200×1500×150	144,6	23,6	30/5
ЩДП-15×21 (СМД-60А)	1500×2100×180	250,2	46,0	50/10
Дробилки конусные крупного дробления				
ККД-500/75	500	42,4	8	10
ККД-900/140	900	148,3	27,2	30/5
ККД-1200/150	1200	240	42,2	50/10
ККД-1500/180	1500	405,5	78,3	100/20
ККД-1500/300	1500	615	133	160/32
КРД-700/75	700	143,9	34	50/10
КРД-900/100	900	262	52,2	80/20
Дробилки конусные среднего дробления				
КСД-600Гр (СМ-561А)	600	3,7	0,7	1
КСД-900Гр (СМ-560А)	900	9,7	1,9	2
КСД-1200Гр; Т	1200	26,4	4,0	5
КСД-1750Гр; Т	1750	51	8,4	10
КСД-2200Гр; Т	2200	96,6	15,8	20/5
Дробилки конусные мелкого дробления				
КМД-1200Гр; Т	1200	26,4	2,9	5
КМД-1750Гр; Т	1750	51,1	8,7	10
КМД-2200Гр; Т	2200	97,7	17,7	20/5
Дробилки роторные крупного дробления				
ДРК-8×6 (СМД-85)	840×630	5,5	1,8	2
ДРК-12×10 (СМД-86)	1250×1000	15	5,1	10
ДРК-16×12 (СМД-95)	1600×1250	29,8	11,8	15/3
ДРК-20×16 (СМД-87)	2000×1600	64,4	20	20/5
Дробилки роторные среднего и мелкого дробления				
ДРС-10×10 (СМД-75)	1000×1000	10	4	5
ДРС-12×12 (СМД-94)	1250×1250	16,8	6,6	10

ностью 2 т для замены вала вибратора и сит грохота. При установке пяти и более грохотов принимается подвесной кран грузоподъемностью 5 т.

20.7.5. Рекомендуемая грузоподъемность кранов для ремонта корытных моек и спиральных классификаторов приведена в табл. 95.

Таблица 95

Рекомендуемая грузоподъемность кранов для ремонта корытных моек и спиральных классификаторов

Тип или марка машины	Краткая характеристика	Общая масса, т	Наибольшая масса сменных узлов, т	Грузоподъемность крана, т
	Корытные мойки			
К-12	⌀ 1200×9 050	25,9	6	10
К-14	⌀ 1400×9 050	31,6	9,1	10
	Спиральные классификаторы			
1КСН-10	⌀ 1000×6 500	3,8	1,8	2
1КСН-12	⌀ 1200×6 500	6,6	3,1	3,2
1КСН-15	⌀ 1500×8 200	12,5	5,9	10
1КСН-20	⌀ 2000×8 400	18,0	6,7	10
1КСН-24	⌀ 2400×9 200	21,6	8,2	10
Нерудный, 1200	⌀ 1200×9 800	12,8	6,2	10
» 1500	⌀ 1500×11 200	18,7	9,4	10

20.7.6. Грузоподъемные средства над приводной станцией конвейера должны обслуживать приводной барабан, редуктор и электродвигатель. Грузоподъемность назначается по массе наиболее тяжелых узлов: приводного барабана или редуктора в сборе (при массе редуктора более 3,2 т — по массе его наиболее тяжелого узла).

Для ремонта одной-двух приводных станций предусматривается передвижная таль, трех и более — подвесной кран.

20.7.7. Для ремонта натяжной (концевой) станции конвейера B=800÷1400 принимается ручная таль. Ее грузоподъемность назначается по массе концевого барабана. Над грузовыми устройствами тележечных и вертикальных натяжных станций необходимо предусматривать тали для подъема всего груза с целью ослабления натяжения ленты при ремонтах.

20.7.8. Рекомендуемая грузоподъемность талей и кранов для ремонта ленточных конвейеров приведена в табл. 96.

20.7.9. Для ремонта сбрасывающей тележки B=800÷1400 предусматривается специальная зона, обслуживаемая ручной талью грузоподъемностью 1 т.

Таблица 96

Рекомендуемая грузоподъемность талей и кранов для ремонта ленточных конвейеров

Тип конвейера		Грузоподъемность, т	
стационарный	передвижной	над приводной станцией	над натяжной станцией
6550-80		1	—
6563-80		1	—
8050-80	П8050-80	1	—
8063-100		1	—
8080-100	П8080-100	2	1
80100-140		2	1
10050-80	П10050-80	1	—
10063-100		2	—
10080-100	П10080-100	2	1
100100-120		2	1
12063-100	П12063-100	2	—
12080-120		2	1
120100-140	П120100-140	3,2	1
120125-160		3,2	1
	П14063-100	2	1
14083 -120		2	1
140100-140	П140100-140	3,2	1
140125-160		3,2	1

20.7.10. Для ремонта горного оборудования в карьере и технологического оборудования, расположенного на открытых площадках, необходимо предусматривать автомобильные или пневмоколесные краны. Рекомендуемая грузоподъемность кранов приведена в табл. 97.

Таблица 97

Рекомендуемая грузоподъемность кранов для ремонта горного оборудования

Тип или марка экскаватора	Емкость ковша, м³	Общая масса, т	Наибольшая масса сменных узлов, т	Грузоподъемность крана, т
Экскаваторы одноковшовые				
Э-1011Д	1,0	35	1,5	6,3
Э-1251Б	1,25	41	1,6	6,3
Э-2503	2,5	94	3,5	6,3
ЭКГ-3,2	3,2	130	5,8	6,3
ЭКГ-4,6Б	4,6	196	8,3	10
ЭКГ-8И	8	341	16,1	25
ЭКГ-12,5	12,5	656	35,5	40
Экскаваторы шагающие				
ЭШ-5/45М	5	285	6,5	10
ЭШ-10/70А	10	680	9,1	10

20.7.11. Для ремонта бульдозеров на тракторе мощностью 100—180 л. с. необходим кран грузоподъемностью 5 т.

20.8. РЕМОНТ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

20.8.1. Для обеспечения монтажа и замены лент конвейеров должны быть предусмотрены специальные проемы в строительных конструкциях галерей и перегрузочных узлов для протягивания ленты.

20.8.2. Соединение и ремонт лент производятся методом горячей вулканизации при помощи комплекта электровулканизационных аппаратов, предусматриваемых в ремонтных пунктах (по одному комплекту для каждого типоразмера ленты).

20.8.3. При наличии на предприятии 50 и более конвейеров с общей длиной лент от 10 000 до 20 000 м предусматривается механизированная замена лент, включающая организацию отделения стыковки лент, средства их доставки к месту монтажа, а также приспособлений для монтажа и вулканизации последнего стыка ленты.

20.8.4. Отделение стыковки лент проектируется размером 9×12 м с установкой следующего оборудования:

стойки закаточной;

стола для разделки стыков;

комплекта электровулканизационных аппаратов для каждого типоразмера ленты;

тали электрической передвижной грузоподъемностью 0,5 т.

20.8.5. Для монтажа ленты и вулканизации последнего стыка необходимо следующее оборудование:

лебедка для перемотки конвейерных лент, установленная на прицепе-тяжеловозе грузоподъемностью 20 т;

лебедка для перемотки конвейерных лент, устанавливаемая на фундамент;

комплект приспособлений для захвата, протягивания и стяжки конвейерных лент.

20.8.6. При наличии на предприятии конвейеров с общей длиной лент более 20 000 м предусматривается мастерская по ремонту лент площадью 900 м^2, включающая:

отделение ремонта и стыковки лент;

отделение приготовления клея;

лабораторию;

кладовую.

20.9. СВАРОЧНЫЕ РАБОТЫ

20.9.1. Для проведения ремонтных работ необходимо предусматривать электро- и газосварку, резку металла, а также наплавочные работы. Стационарные посты электро- и газосварки и наплавочные работы предусматриваются в кузнечно-сварочном отделении ремонтно-механической мастерской.

20.9.2. Точки для подключения электросварочных аппаратов проектируются во всех технологических корпусах и галереях

протяженностью более 50 м. Количество точек определяется из расчета обслуживания оборудования в радиусе 30 м от точки подключения.

20.9.3. Газовая резка металла должна выполняться резаком РК-62 для керосино-кислородной резки в комплекте с бачком БГ-63 для жидкого горючего. Заправка бачков профильтрованным горючим производится вне помещения.

20.9.4. Газосварочные работы предусматриваются с применением баллонов с ацетиленом или переносных ацетиленовых генераторов.

20.10. СМАЗОЧНОЕ ХОЗЯЙСТВО

20.10.1. Основное технологическое оборудование должно иметь автоматическую смазку от индивидуальной или групповой системы смазки.

20.10.2. Выбор системы жидкой или густой смазки производится по рекомендациям заводов — изготовителей оборудования.

20.10.3. Станции жидкой и густой смазки размещаются в помещении, изолированном от пыли. Помещение смазочных станций целесообразно располагать в подвале, вблизи фундамента смазываемого оборудования.

20.10.4. При установке в помещении станций общей производительностью 320 л/мин и более необходимо предусматривать маслоочистительную установку, включающую сепаратор масла и электроподогреватель.

20.10.5. Для опорожнения грязевых приямков предусматривается ручной насос.

20.10.6. Установка смазочного оборудования производится в соответствии с чертежами и инструкциями заводов-изготовителей.

20.10.7. Станции густой смазки допускается устанавливать рядом со смазываемым оборудованием, закрывая их при необходимости пылезащитными кожухами.

Глава 21. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО

21.1. ОБЪЕКТЫ ДЛЯ ХРАНЕНИЯ И ОБСЛУЖИВАНИЯ АВТОМОБИЛЕЙ

21.1.1. Для хранения и обслуживания автомобилей, принадлежащих предприятию, необходимы следующие объекты:

стоянка автомобилей (открытая или закрытая, в соответствии с табл. 98);

эстакада для мойки автомобилей.

Проектирование этих объектов выполняется по СНиП II-Д. 9—62 «Предприятия по обслуживанию автомобилей».

21.1.2. Способ хранения автомобилей определяется их назначением и величиной средней температуры наружного воздуха наиболее холодного периода, указанной в СНиП II-А. 6—72 «Строительная климатология и геофизика», и принимается по табл. 98.

Таблица 98

Способ хранения автомобилей

Средняя температура наружного воздуха наиболее холодного периода (СНиП II-А. 6—72)	Способ хранения автомобилей		
	технологических, кроме марки БелАЗ	технологических марки БелАЗ	хозяйственных
До —5° С	Открытая стоянка		Открытая стоянка
От —6° С до —25° С	Открытая стоянка с воздухоподогревом		То же
Ниже —26° С	Закрытая отапливаемая стоянка	Открытая стоянка с воздухоподогревом	»

21.1.3. В закрытых стоянках предусматриваются отопление, вентиляция и смыв полов.

21.1.4. Закрытая и открытая стоянки должны иметь бетонное покрытие и быть оборудованы водоразборным краном для заправки автомобилей водой. В холодный период необходимо подавать горячую воду с температурой 60° С.

21.1.5. При проектировании открытой стоянки автомобилей с подогревом двигателей в холодный период предусматривается подача горячего воздуха с температурой 70° С в количествах, указанных в табл. 99. Длина ветви воздуховода принимается не более 50 м.

Таблица 99

Расход горячего воздуха, подаваемого на один автомобиль, м³/ч

Марка автомобиля	Температура наружного воздуха	
	До —20° С	От —21 до —40° С
Карбюраторные автомобили	220	300
МАЗ-500, КрАЗ-256Б	450	600
МАЗ-525, БелАЗ-540	800	1000
БелАЗ-548	1200	1400

21.1.6. Количество автомобилей, размещаемых на открытой стоянке, принимается по табл. 100.

21.1.7. Целесообразно проектировать двустороннюю стоянку с размещением с одной стороны технологических автомобилей

Таблица 100

Размещение автомобилей на открытой стоянке

Расположение автомобилей на стоянке	Количество автомобилей		
	дизельных, кроме марки БелАЗ	дизельных марки БелАЗ	карбюраторных
Одностороннее:			
однорядное	12	10	14
двухрядное	13—24	11—20	15—28
Двустороннее двухрядное	25—48	21—40	29—56

(с воздухоподогревом), с другой стороны — хозяйственных (без воздухоподогрева).

21.1.8. При общем количестве автомобилей до 25 шт. проектируется односторонняя стоянка.

21.1.9. Высота эстакады для мойки автомобилей назначается не менее 0,5 м, длина — не менее 12 м. Она оборудуется моечной установкой производительностью не менее 80 л/мин и напором не менее 10 кг/см². Расход воды на мойку одного автомобиля (в л):

легкового	600
грузового (хозяйственного)	850
автобуса	900
технологического марок:	
КрАЗ	1000—1500
БелАЗ	1500—2000

Примечание.

Большее значение принимается для автомобилей, работающих на перевозке вскрыши и карбонатных пород.

21.2. СКЛАДСКОЕ ХОЗЯЙСТВО

21.2.1. Материально-техническое снабжение предприятия осуществляется непосредственно от поставщика и с районных баз материально-технического снабжения железнодорожным и автомобильным транспортом.

21.2.2. Для приема, хранения и выдачи материалов предусматриваются следующие склады:

резервуарный ГСМ;

тарный ГСМ;

материальный.

21.2.3. Емкость склада ГСМ (горюче-смазочных материалов) и запас нефтепродуктов принимаются в зависимости от условий доставки, но не менее чем на месячную потребность (30 календарных суток).

Таблица 101

Технологические условия хранения и складирования материалов

Материалы	Характеристика материалов по возгораемости	Склад, температура хранения, °С	Вентиляция	Тип склада	Высота хранения, м	Нагрузка на пол, т/м²
Электрооборудование, запасные части, приборы, инструмент, подшипники	Несгораемые	Отапливаемый +8 ÷ +10	Естественная	Закрытый	1,5—2,5	2
Сталь качественная и цветные металлы	»	То же	»	»	1,5—2,0	2,5
Резинотехнические изделия и лента конвейерная	Сгораемые	»	»	»	2,0—2,5	1,8
Спецодежда, текстиль, канцелярские товары, бумага	»	Отапливаемый +12 ÷ +18	»	»	2,0—2,5	0,8
Краски и лаки	»	Отапливаемый +8 ÷ +10	Приточно-вытяжная	»	2,0—2,5	1,5—2,0
Масла	»	То же	То же	»	1,5—2,0	1,0—1,5
Смазка консистентная	»	»	Естественная вытяжная	»	1,5—2,0	1,0—1,5
Оборудование сменное	Несгораемые	Неотапливаемый	То же	Открытый, закрытый	1,5—2,0	0,4—0,6
Прокат сортовой	»	То же	»	То же	2,5—4,0	2,5—4,0
» листовой	»	»	»	Закрытый	2,0—3,0	2,5—3,0
Трубы	»	»	»	Открытый, закрытый	1,5—2,0	1,0—1,2
Материалы строительные и хозяйственный инвентарь	Несгораемые Сгораемые	»	»	Закрытый	2,0—3,0	2,5—3,0

Годовая потребность в материалах принимается по заданиям смежных специальностей.

21.2.4. Емкость резервуарного склада дизельного топлива, при доставке его железнодорожным транспортом, принимается не менее 120—150 м³. Слитое дизельное топливо должно отстаиваться не менее 10 суток.

Минимальная емкость резервуарного склада при автомобильной доставке дизельного топлива принимается равной 10 м³ (два резервуара по 5 м³). Емкость резервуарного склада бензина принимается не менее 10 м³.

21.2.5. Тарный способ хранения горюче-смазочных материалов предусматривается при их небольшом запасе (5 т и менее). Небольшие запасы смазочных материалов хранятся в материальном складе в отдельном помещении.

Площадь тарного склада определяется по формуле

$$F = Gt/365q,$$

где F — площадь пола склада с учетом проходов и проездов, м²;
G — годовая потребность в горюче-смазочных материалах, т;
t — запас хранения в календарных сутках;
q — укладочная масса (с учетом проходов):

$$q = 0{,}2 \text{ т/м}^2.$$

21.2.6. Материальный склад предусматривается для приема, хранения, сортировки и выдачи оборудования, сменных узлов, запасных частей, проката черных и цветных металлов, технических материалов, металлоотходов. Материалы в зависимости от свойств хранятся в различных помещениях. Технологические условия хранения и складирования даны в табл. 101.

Площадь для хранения материалов определяется по формуле

$$F = GtK_1K_2K_3/12q,$$

где F — площадь пола склада с учетом проходов и проездов, м²;
G — годовая потребность в материалах, т;
t — запас хранения, мес.:

оборудование, узлы и детали, получаемые со стороны	12
то же, собственного изготовления	2—3
прокат сортовой, трубы	1—1,5
резинотехнические изделия	2—3
смазочные материалы и химикаты	1—1,5
строительные материалы и санитарно-техническое оборудование	1—1,5
лесоматериалы	2—3
хозяйственные и вспомогательные материалы	1—1,5

q — укладочная масса (с учетом проходов), т/м²:

Оборудование и запасные части:

оборудование:	
крупное	1,0—1,2
среднее и мелкое	0,8—1,0
штанги буровые	1,8—2,0
поковки, литье	1,0—1,2
запасные части	0,6—0,8
арматура трубопроводная, радиаторы	0,8—1,0
подшипники	0,8—1,0
электрооборудование и аппаратура	0,5—0,7
осветительная арматура	0,2—0,4
лабораторное оборудование и приборы	0,1—0,2

Черные и цветные металлы:

футеровка стальная	3,4—3,6
сталь, прокат сортовой	1,8—2,0
сталь листовая	2,0—2,4
стальные трубы	0,8—1,0
канат стальной, сетка	0,8—1,0
кабель, провод	0,6—0,8
баббит, олово	2,8—3,2
медь, латунь листовая	2,4—2,6
медные и латунные трубы	1,0—1,2
лом металлический	2,4—2,6

Смазочные материалы и химикаты:

смазочные масла и мази	0,5—0,8
краски и лаки	0,5—0,8
карбид кальция	0,6

Вспомогательные материалы:

инструмент	0,5—0,8
крепежные изделия, электроды	1,4—2,0
абразив, каменное литье	0,4—0,6
резинотехнические изделия	0,5—0,6
строительные материалы	1,0—1,4
лесоматериалы	0,5—0,8
специальная одежда, канцелярские товары	0,15
хозяйственный инвентарь, обтирочные материалы	0,2—0,3

K_1 — коэффициент на неучтенное количество материалов; $K_1=1{,}1$;

K_2 — коэффициент на неучтенную номенклатуру; $K_2=1{,}15$;

K_3 коэффициент на неравномерность завоза материалов; $K_3=1{,}15$.

21.2.7. Расчет площадей для приема, сортировки и выдачи материалов производится по формуле

$$F=G\left[\left(K_{н}^{пр}t/365\right)+\left(K_{н}^{отп}/260\right)\right]:\left(qK_{п}\right),$$

где F — площадь приемно-отпускных площадок, м²;

G — годовое поступление материалов на склад, т;

$K_{н}^{пр}$ — коэффициент неравномерности поступления материалов на склад; $K_{н}^{пр}=1{,}5$;

$K_н^{отп}$ — коэффициент неравномерности выдачи материалов со склада; $K_н^{отп}=1{,}2$;

t — время нахождения материалов на приемной площадке; $t=2$ суток;

q — укладочная масса материалов; $q=0{,}5$ т/м²;

$K_и$ — коэффициент использования площади; $K_и=0{,}5$;

365 — количество дней приема материалов в год;

260 — количество дней выдачи материалов в год.

21.2.8. Состав и площадь отделений материального склада в зависимости от мощности предприятия принимаются по табл. 102.

Таблица 102

Площадь отделений материального склада, м²

Наименование отделений	Щебеночные (1) и гравийно-песчаные (2) заводы мощностью, тыс.м³/год		
	(1)400—700 (2)500—700	(1)750—1000 (2)750—1400	(1)1050—2000
Площадь материального склада	870—1080	1230—1510	2000—2400
В том числе:			
главный отапливаемый магазин	90	144	270
отделение резинотехнических изделий	90	144	270
отделение специальной одежды	18	36	54
» канцелярских товаров	18	18	36
» красок и лаков	8	18	18
» смазочных материалов	18	36	72
раздаточная смазочных материалов	18	18	36
зарядная	54	54	54
главный неотапливаемый магазин	162	270	324
отделение строительных материалов и хозяйственного инвентаря	8	18	36
отделение-навес	324	432	756

Примечание. Целесообразно блокировать с материальным складом отапливаемую стоянку для пожарной и санитарной машин.

21.2.9. Для механизации переработки грузов на материальном складе предусматривается электропогрузчик грузоподъемностью 1 т с комплектом сменных грузозахватных приспособлений. Для работы с грузами в недоступных для электропогрузчика местах используются средства малой механизации (тележки, рольганги, роликовые ломы). Хранятся материалы на универсальных стеллажах.

21.2.10. Для разгрузки железнодорожных платформ и автомашин и укладки материалов на площадке под навесом предусматриваются кран подвесной электрический грузоподъемностью 5 т и таль электрическая грузоподъемностью 5 т. Приемные и отпускные площадки оборудуются весами грузоподъемностью 1000 и 50 кг.

Склады проектируются с рампами на уровне платформ железнодорожного и автомобильного транспорта. Высоты рамп принимаются по СНиП II-П. 1—62 «Складские здания и сооружения общего назначения».

21.2.11. При определении количества рабочих на материальном складе используются «Единые нормы выработки и времени на вагонные, автотранспортные и складские погрузочно-разгрузочные работы», утвержденные Государственным Комитетом Совета Министров СССР по вопросам труда и заработной платы (постановление № 346 от 28 октября 1968 г.)

Количество рабочих определяется по формуле

$$П = QK/(260An),$$

где $П$ — количество рабочих на складе, чел.;
Q — годовое поступление материалов, т;
K — коэффициент грузопереработки; $K=2\div6$ (меньшее значение K принимается при минимальном цикле работ: прием — выдача; большее значение принимается при полном цикле работ: прием, сортировка, растаривание, размещение на складе, комплектование и выдача);
A — норма переработки грузов одним рабочим; для ориентировочных расчетов берется 9 т/смену;
n — количество рабочих смен в сутки.

Глава 22. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ И ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОМЫШЛЕННО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА

22.1. УСЛОВИЯ, ПРИНЯТЫЕ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И ЧИСЛЕННОСТИ

22.1.1. Технология щебеночных заводов, перерабатывающих изверженные и метаморфические породы:

группа перерабатываемых пород по буримости — IX;

содержание в сырье легкопромываемой глины — в пределах 4—6%;

выход товарной продукции из 1 т горной массы — 78—82%;

в том числе:

щебня мелких фракций 5—10 и 10—20 мм — 40—50%;

обогащенного песка из отходов дробления — 15—10%;

промывка готовой продукции — круглогодовая;

объем мытой продукции от общего выпуска:

щебня — 40—50%;

песка — 100%.

22.1.2. Технология гравийно-песчаных заводов с содержанием гравийно-валунного материала в пределах 50%:

загрязненность горной массы легкоразмываемыми глинистыми включениями — от 10 до 12%;

группа перерабатываемых пород — I—II;

выход товарной продукции из 1 т горной массы — 85%;

в том числе:

гравия мелких фракций 5—10 мм и 10—20 мм — 10—15%;

щебня мелких фракций 5—10 мм и 10—20 мм — 25—30%;

обогащенного песка — 50—40%;

промывка готовой продукции на грохотах — круглогодовая;

объем мытой продукции — 100%.

22.1.3. Горные работы:

коэффициент вскрыши — 0,3;

группа перерабатываемых пород вскрыши — I—III;

вскрышные и добычные работы ведутся способом экскавации;

буровзрывные работы — подрядный способ.

22.1.4. Технологический транспорт:

для щебеночных заводов — автомобильный;

для гравийно-песчаных заводов мощностью до 1400 тыс. м³/год — автомобильный;

для гравийно-песчаных заводов мощностью 1400 тыс. м³/год и выше — конвейерный;

транспортировка пород вскрыши в отвал — автомобильный;

расстояние транспортировки сырья внутри карьера — 0,5 км.

22.1.5. Хозяйственный транспорт предприятия.

22.1.6. Транспортные коммуникации:

а) Протяженность автодорог, км:

автодорога карьер — цех по переработке сырья — 1—2;

автодорога карьер — отвалы вскрышных пород и отходов — 1;

промплощадка — внешняя автодорога — от 1,5 до 4 (в зависимости от мощности предприятия).

б) Протяженность железнодорожных путей, км:

подъездной путь, обслуживаемый МПС: для щебеночных — 4, для гравийно-песчаных заводов — 2;

пути на промплощадке, обслуживаемые силами предприятия: для щебеночных — 3—5, для гравийно-песчаных заводов — 3—4.

22.1.7. Протяженность инженерных коммуникаций, км:

воздушных линий электропередач 6—10 кВ — 8;

внешних сетей водопровода (производственного и хозяйственно-питьевого) — 6;

внешних сетей канализации — 2;

внутриплощадочных сетей теплофикации, пульповодов хвостового хозяйства и водовода оборотного водоснабжения — 1,5—2 (каждая сеть).

22.1.8. Отопительная котельная на мазуте или на газе.

22.1.9. Режим работы предприятия:

основных производственных цехов — прерывный, в три смены в сутки, при пятидневной рабочей неделе;

подсобно-вспомогательных подразделений и служб — прерывный, при пятидневной рабочей неделе; количество рабочих смен в сутки устанавливается потребностью в рабочей силе и наличием рабочих мест;

котельной — непрерывный, в течение 365 дней, в три смены в сутки; в летний сезон численность обслуживающего персонала котельной снижается до 30% от численности рабочих, занятых в отопительный период;

отгрузка готовой продукции — круглогодовой, в течение 365 дней, при непрерывной рабочей неделе. Количество смен устанавливается на основании объемов работ, принятых средств механизации, с учетом действующих норм на погрузочно-разгрузочные операции, а также в зависимости от поступления железнодорожных вагонов, но не менее двух смен в сутки, причем работа второй смены принимается «по вызову».

22.1.10. Явочная численность основных производственных рабочих устанавливается исходя из принятого режима работы, расстановки исполнителей по местам, максимального использования рабочего времени, совмещения профессий рабочих, компоновки технологического оборудования в производственных корпусах.

Численность рабочих, занятых на выполнении ремонтов, определяется исходя из программы и трудоемкости работ и годового эффективного фонда времени одного рабочего.

Коэффициент подсмены для различных режимов работы определяется отношением номинального фонда к эффективному фонду рабочего времени.

Номинальный фонд рабочего времени по производственным подразделениям, работающим на прерывном режиме, принимается 260 суток, при непрерывном режиме — 365 суток.

Эффективный фонд рабочего времени 232 рабочих дня. Коэффициент перехода от явочной численности к списочной при прерывной рабочей неделе составляет 1,12, при непрерывной — 1,57.

22.1.11. Численность промышленно-производственного персонала определена для двух вариантов обеспечения предприятий нерудных строительных материалов услугами специализированных организаций.

I вариант — буровзрывные работы и капитальные и средние ремонты оборудования выполняются подрядным способом, а обслуживание подъездного железнодорожного пути, работ по подаче порожняка и вывозке груженых железнодорожных составов — силами МПС.

II вариант — все виды ремонтов оборудования, внутрикарьерные автомобильные перевозки, а также услуги, перечисленные в пункт 1, выполняются подрядным способом.

22.2. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

22.2.1. Основные технико-экономические показатели определены применительно к условиям I территориального пояса и II климатической зоны и приведены в табл. 103.

Таблица 103

Основные технико-экономические показатели (по I варианту)

Наименование показателей	Единица измерения	Мощность предприятий, тыс.м³/год				
		щебеночных			гравийно-песчаных	
		780/700	1100/1000	2200/2000	700	1400
Материалоемкость на 1 м³ продукции	руб.	0,80	0,75	0,70	0,60	0,50
Расход электроэнергии на 1 м³ продукции	кВт/ч	20	18	16	16	15
Себестоимость 1 м³ продукции:						
средняя	руб.-коп.	2,9	2,7	2,3	2.2	1,8
в том числе:						
щебень	»	3,0	2,9	2,5	3,4	2,6
гравий	»	—	—	—	2,2	1,6
песок	»	1,10	1,0	0,8	1,4	1,05
Годовая производительность труда одного работающего	тыс. руб.	11,8	13,2	19,3	6,0	10,0

Примечание. Мощность предприятия показана в числителе — всего по нерудным в знаменателе — по щебню.

22.3. НОРМАТИВЫ ЧИСЛЕННОСТИ РАБОЧИХ, ЗАНЯТЫХ НА ОБСЛУЖИВАНИИ ПРЕДПРИЯТИЙ С ЭКСКАВАТОРНЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

22.3.1. Горные работы

Нормативы численности рабочих, занятых на экскаваторных и вспомогательных работах, приведены в табл. 104, а на буровые работы — в табл. 105.

Нормы трудозатрат на взрывные работы (на основании ЕНиР 1974 г.) приведены в табл. 106—110. При числе взрывников более двух предусматривается один старший взрывник 6 разряда.

В табл. 111—112 даются укрупненные нормативы численности производственного персонала (для вспомогательных работ и складов ВМ).

Таблица 104

Нормативы численности рабочих, занятых на экскаваторных и вспомогательных работах

Наименование обслуживаемого оборудования	Профессия	Разряд	Количество чел.-смен на единицу оборудования
	I. Одноковшовые экскаваторы		
1. Гусеничные с ковшом емкостью, м³:			
менее 2,5	Машинист экскаватора	5	1
2,5 и более	» »	6	1
	Помощник машиниста	4—5	1
2. Шагающие с ковшом емкостью, м³:			
5	Машинист экскаватора	6	1
	Помощник машиниста	4—5	1
10	Машинист экскаватора	6	1
	Помощник машиниста	4—5	1
	Электрослесарь	4	1
15	Машинист экскаватора	6	1
	Помощник машиниста	—	2
	Электрослесарь	4	1
	II. Роторные экскаваторы		
1. Емкость ковша до 300 м³	Машинист экскаватора	5	1
	Помощник машиниста	4—5	1
	Слесарь по ремонту конвейеров	3	1
2. Емкость ковша от 300 до 600 м³	Машинист экскаватора	6	1
	Помощник машиниста	4—5	1
	Слесарь по ремонту конвейеров	3	1
	Электрослесарь	4	1
	III. Отвалообразователи		
1. При транспортировании пород от забойных экскаваторов непосредственно в выработанное пространство:			
без передаточного конвейера	Машинист отвалообразователя	5	1
	Помощник машиниста	4	1
с передаточным самоходным конвейером	Машинист отвалообразователя	5	1
	Помощник машиниста	4	1
	Машинист передаточного конвейера	4	1
	Горнорабочий	2	1
2. При транспортировании породы от забойных экскаваторов конвейерами, с передаточным конвейером и перегружателем	Машинист отвалообразователя	5	1
	Помощник машиниста	4	1
	Машинист перегружателя	4	1
	Машинист передаточного конвейера	4	1
	Электрослесарь	4	1
	Горнорабочий	2	1

Продолжение табл. 104

Наименование обслуживаемого оборудования	Профессия	Разряд	Количество чел.-смен на единицу оборудования
IV. Вспомогательные работы			
1. Машины для оборки уступов	Водитель специальной машины	2—3 класса	1
2. Бульдозеры, рыхлители	Оборщик	3	1
	Машинист бульдозера	5	1
3. Скреперы	Машинист скрепера	5	1

Примечания: 1. При производстве работ дизельными экскаваторами в зимнее время в состав бригады добавляется один горнорабочий 2 разряда. Если два дизельных экскаватора находятся на одном уступе на расстоянии до 100 м друг от друга, то в состав двух бригад добавляется один горнорабочий.

2. Помощники машинистов экскаваторов тарифицируются при наличии прав машинистов экскаватора на один разряд ниже и при отсутствии прав — на два разряда ниже машиниста экскаватора.

3. При разработке мокрых налипающих пород в состав бригад вводится один горнорабочий 2 разряда.

Таблица 105

Нормативы численности рабочих, занятых на буровых работах

Марка бурового станка (вид бурения)	Профессия	Разряд	Количество чел.-смен на единицу оборудования
БСН, ЗСБР-125, СВБ-2М (шнековое бурение)	Бурильщик скважин	4	1
БМК-4М, СБМК-5, ЗСБУ-125 (ударно-вращательное бурение)	Бурильщик скважин	5	1
БТС-150 (шарошечное бурение)	Бурильщик скважин	6	1
БС-1М (ударно-канатное бурение)	» »	4	1
2СБШ-200, 2СБШ-200Н, СБШ-250, СБШ-250МН, СБШ-320 (шарошечное бурение)	Бурильщик скважин	6	1
	Помощник бурильщика	4—5	1
СБО-160/20 (огневое бурение)	Бурильщик скважин	6	1
	Помощник бурильщика	4—5	1
Ручные перфораторы	Бурильщик шпуров	4	1
Передвижные компрессоры к станкам БМК-4М, СБМК-5 ЗСБУ-125, БТС-150, ручным перфораторам	Машинист компрессора	4	—

Примечания: 1. При размещении буровых станков (обслуживаемых бригадой из двух человек) на одном уступе на расстоянии менее 20 м один от другого принимается один помощник на каждые два станка.

2. При снабжении станков БМК-4М, СБМК-5, БТС-150, ЗСБУ-125 и перфораторов сжатым воздухом от одиночных передвижных компрессоров обязанности машиниста компрессора совмещаются с обязанностями бурильщика скважин или шпуров.

3. При объединении на одной площадке передвижных компрессоров, обслуживающих станки БМК-4М, СБМК-5, ЗСБУ-125, БТС-150 и перфораторы, в группы (батареи) в количестве трех-четырех штук принимается один машинист компрессора на группу.

4. Помощники бурильщиков скважин тарифицируются при наличии прав бурильщика на один разряд ниже, а при отсутствии прав — на два разряда ниже бурильщика скважин.

Таблица 106

Нормы трудозатрат на подготовку ВВ и СВ при взрывании скважинных зарядов ручным способом, чел.-ч, на 1000 м³ горной массы

Наименование работ	Диаметр скважины, мм	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (f)							
		IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
		(до 1)	(1,5—2)	(3—4)	(5—6)	(7—10)	(9—11)	(12—15)	(16—20)
Подготовка и размельчение ВВ типа аммонит	100—150	0,88	1,07	1,20	1,38	1,50	1,70	1,88	2,1
	200—243	0,46	0,56	0,62	0,72	0,78	0,88	0,98	2,1
Подбор электродетонаторов по сопротивлению, нарезка ДШ	110	0,13	0,14	0,15	0,19	0,22	0,25	0,27	0,30
	150	0,05	0,05	0,06	0,05	0,07	0,09	0,09	0,10
	200—243	0,03	0,03	0,03	0,04	0,05	0,05	0,06	0,08
Проверка электродетонаторов на проводимость	110	0,07	0,08	0,08	0,11	0,13	0,14	0,15	0,16
	150	0,03	0,03	0,03	0,03	0,04	0,05	0,05	0,06
	200—243	0,01	0,02	0,02	0,02	0,03	0,03	0,04	0,05
Погрузка ВВ на автомашину в мешках (40 кг) с подноской на расстояние 5 м	—	0,18	0,22	0,24	0,28	0,31	0,35	0,38	0,43
Суммарные трудозатраты	110	1,26	1,51	1,67	1,96	2,16	2,44	2,68	3,00
	150	1,14	1,37	1,53	1,75	1,92	2,19	2,40	2,70
	200—243	0,68	0,83	0,91	1,06	1,17	1,31	1,46	1,66

Примечание. При заряжании скважин неслеживающимися ВВ (зерногранулитами) суммарные нормы трудозатрат умножаются на коэффициент 0,85.

Таблица 107

Нормы трудозатрат на механизированное заряжание скважинных зарядов, чел.-ч на 1000 м³ горной массы

Наименование работ	Диаметр скважины, мм	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (f)							
		IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
		(до 1)	(1,5—2)	(3—4)	(5—6)	(7—10)	(9—11)	(12—15)	(16—20)
Промер скважин до заряжания и замер длины заряда	110	0,38	0,46	0,52	0,59	0,65	0,73	0,81	0,92
	150	0,28	0,35	0,39	0,45	0,49	0,55	0,62	0,70
	200—243	0,18	0,21	0,24	0,27	0,30	0,34	0,38	0,42
Заряжание скважин ВВ (типа аммонит)	—	0,05	0,06	0,07	0,08	0,09	0,10	0,12	0,14
Изготовление патронов-боевиков	110	0,47	0,49	0,53	0,70	0,80	0,90	0,97	1,04
	150	0,17	0,19	0,20	0,22	0,26	0,30	0,33	0,36
	200—243	0,09	0,10	0,11	0,14	0,16	0,18	0,23	0,30
Забойка скважин	—	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,02	0,03	0,03
Монтаж сети	110	0,25	0,26	0,28	0,37	0,42	0,47	0,51	0,55
	150	0,09	0,10	0,10	0,11	0,14	0,16	0,18	0,19
	200—243	0,05	0,05	0,06	0,07	0,08	0,10	0,12	0,16
Взрывание зарядов	—	0,01	0,01	0,01	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03
Суммарные трудозатраты на заряжание и взрывание	110	1,17	1,29	1,42	1,77	2,00	2,24	2,46	2,71
	115	0,61	0,72	0,78	0,87	1,02	1,15	1,30	1,45
	200—243	0,40	0,44	0,50	0,59	0,67	0,76	0,90	1,08

Примечания: 1. При заряжании обводненных скважин суммарные нормы трудозатрат умножаются на коэффициент 1,3.
2. Заряжание скважин производится машинами типа МЗ-3 (СУЗН-5), а забойка — машинами ЗС-15.

Таблица 108

Суммарные нормы трудозатрат на подготовку ВВ и СВ, заряжание и взрывание скважинных зарядов при механизированном способе заряжания, чел.-ч на 1000 м³ горной массы

Диаметр скважины, мм	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (*f*)							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
	(до 1)	(1,5–2)	(3–4)	(5–6)	(7–10)	(9–11)	(12–15)	(16–20)
Для сухих скважин								
110	2,43	2,80	3,09	3,73	4,16	4,68	5,14	5,71
150	1,75	2,09	2,31	2,62	3,04	3,34	3,70	4,15
200–243	1,08	1,27	1,41	1,65	1,84	2,07	2,36	2,74
Для обводненных скважин								
110	2,65	3,03	3,34	4,06	4,53	5,10	5,61	6,21
150	1,83	2,18	2,40	2,72	3,07	3,49	3,87	4,32
200–243	1,11	1,32	1,46	1,72	1,92	2,16	2,47	2,89

Примечания: 1. Для заряжания скважин неслежавшимися ВВ (зерногранулитами) суммарные нормы затрат умножаются на коэффициент 0,98.

2. Заряжание скважин производится машинами типа МЗ-3 (СУЗН-5), а забойка — машинами ЗС-1Б.

Таблица 109

Суммарные нормы трудозатрат на подготовку ВВ и СВ, заряжание и взрывание скважинных зарядов при немеханизированном способе заряжания, чел.-ч на 1000 м³ горной массы

Диаметр скважины, мм	Группа пород по ЕНиР 1974 г. (*f*)							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
	(до 1)	(1,5–2)	(3–4)	(5–6)	(7–10)	(9–11)	(12–15)	(16–20)
Для сухих скважин								
110	4,22	4,96	5,50	6,25	7,21	8,14	8,94	9,99
150	3,09	3,72	4,13	4,69	5,21	5,92	6,54	7,33
200	1,94	2,38	2,63	3,10	3,41	3,85	4,35	5,04
Для обводненных скважин								
110	4,44	5,22	5,79	6,57	7,59	8,57	9,41	11,07
150	3,32	4,00	4,44	5,04	5,60	6,37	7,03	7,88
200	2,12	2,60	2,87	3,39	3,73	4,21	4,76	5,52

Примечания: 1. При заряжании скважин неслежавшимися ВВ (зерногранулитами) суммарные нормы трудозатрат умножаются на коэффициент 0,98.

2. При заряжании скважин диаметром более 200 мм нормы трудозатрат увеличиваются на:

0,10 чел.-ч — для диаметра 250 мм;
0,20 — » более 250 мм.

Таблица 110

Суммарные нормы трудозатрат на подготовку ВВ и СВ, заряжание и взрывание 100 шпуровых зарядов при электрическом способе взрывания, чел.-ч

Вид ВВ	Направление шпуров	Глубина шпуров, м	Число зарядов в серии				
			до 10	до 20	до 40	до 100	более 100
Порошкообразное	Вертикальное	до 0,5	15,2	12,0	10,7	10,0	9,7
		» 2	17,4	14,2	12,9	12,2	11,8
		» 3	18,7	15,8	14,5	13,7	13,4
Патронированное	Вертикальное	до 2	—	5,0	4,2	3,7	3,5
		» 3	—	8,8	7,4	6,5	6,2
Патронированное	Горизонтальное	до 0,5	10,0	6,8	5,5	—	—
		» 2	11,5	8,5	7,1	—	—
		» 3	17,0	14,0	13,0	—	—

Таблица 111

Укрупненные нормативы численности персонала для вспомогательных горных работ

Профессия	Производительность карьера по горной массе, млн. м³ в год	Норматив численности персонала, чел.-смен в сутки
Водитель машины для оборки уступов	До 2	0,4
	2—4	0,8
	Более 4	1,2
Оборщик 3-го разряда	До 2	0,4
	2—4	0,8
	Более 4	1,2
Водитель машины для орошения забоев	До 2	0,5 **
	2—4	1,0 **
	Более 4	1,5 **
Водитель зарядной машины	До 2 *	1,0
	Более 2 *	1,3
Водитель забоечной машины	До 2 *	0,3
	Более 2 *	0,5

* Производительность карьера по скальной горной массе.
** Работа сезонная в теплое время года.

Таблица 112

Нормативы численности персонала для поверхностных складов ВМ, чел. в сутки

Профессия	Разряд	Раздаточный			Базисный	
		Емкость типового склада ВМ, т				
		4—16	25—50	75	60—120	160—240
Заведующий	—	—	—	—	1	1
Раздатчик-заведующий	3	1	1	1	—	—
Лаборант	3	1	1	2	1	1
Машинист электрокара	4	—	1	2	1	2
Рабочий	2	1	3	4	1	2

Примечания: 1. При увеличении емкости склада по сравнению с типовой на каждое дополнительное хранилище ВВ принимается один машинист электрокара и один рабочий.

2. На разгрузку ВМ, прибывающих на склад (разгрузочный тупик), привлекаются дополнительно рабочие 2 разряда.

3. Для складов ВМ предусматривается военизированная охрана, организуемая специализированными подразделениями УВД.

Для оцепления взрывоопасной зоны привлекаются рабочие, занятые на вспомогательных работах карьера с соответствующей доплатой, учитываемой в фонде заработной платы.

22.3.2. Карьерный транспорт

Нормативы численности рабочих, занятых на карьерном автомобильном и железнодорожном транспорте, приведены в табл. 113.

Таблица 113

Нормативы численности рабочих, занятых на карьерном автомобильном и железнодорожном транспорте

Наименование обслуживаемого оборудования или объекта	Профессия или выполняемая работа	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу измерения
	Автомобильный транспорт			
Постоянные карьерные дороги	Дорожный рабочий	2	1 км	0,3
Передвижные дороги в карьере и на отвалах	Дорожный рабочий	2	100 м²	0,35
	Такелажник	3	100 »	0,2
	Шофер-крановщик	—	100 »	0,1
Внешние подъездные дороги	Дорожный рабочий	3	1 км	0,25

Продолжение

Наименование обслуживаемого оборудования или объекта	Профессия или выполняемая работа	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу измерения
Отвалы бульдозерные	Рабочие отвалов . . .	2	Отвал	1,0
	Машинист бульдозера	5	Бульдозер	1,0
Автомашины	Водитель автомобиля	—	Автомашина	1,0
Весы автомобильные	Весовщик	2	Весы	1,0
	Железнодорожный транспорт			
Маневровая работа	Машинист локомотива	6	Состав	1,0
	Помощник машиниста	5	»	1,0
	Сцепщик-составитель	3	»	1,0
Разъезд, станция	Стрелочник	2	Пост	1,0
Постоянные железнодорожные пути	Дежурный по переезду	2	Переезд	1,0
	Бригадир пути	4	10 монтеров пути	1,0
	Монтер пути	2—3	1 км пути	0,65
			1 стрелка	0,05
Вагоны	Осмотрщик-смазчик вагонов	3	До 500 физических вагонов МПС	2,0
Весы вагонные	Весовщик	2	Весы	1,0
Лебедки маневровые	Рабочий лебедки . . .	2	Лебедка	1,0
Устройства СЦБ и связи	Монтеры по обслуживанию:	5		
	воздушных линий		10 км проводов	0,2
	кабельных линий		10 км	0,55
	приборов и устройств ЭЦ		20 стрелок	1,0
	ключевой зависимости		10 стрелок	0,2
	автоматической переездной сигнализации		Комплект	0,05

При конвейерном транспорте породы из карьера на завод или в отвал численность рабочих определяется по следующим нормативам (для конвейерных линий производительностью до 1000 м³/ч):

Забойные, отвальные и передаточные конвейеры

Должность, профессия	Количество человек
Машинист конвейеров	1 на линию в смену
Рабочий перегрузочного пункта	1 на 1 став в смену
Слесарь-ремонтник	1 на 2 км в смену
Слесарь-электрик	1 на 3,5 км в смену
Рабочий по ремонту ленты	1 на 1 км в сутки
Машинист турнодозера	1 в смену

Магистральные конвейеры

Должность, профессия	Количество человек
Машинист конвейеров	1 на линию в смену
Рабочий перегрузочного пункта	1 на 1 став в смену
Слесарь-ремонтник	1 на 1,5 км в смену
Слесарь-электрик	1 на 1,5 км в смену
Рабочие по ремонту ленты	1 на 1,5 км в сутки

Ленточные отвалообразователи

Должность, профессия	Количество человек
Машинист отвалообразователя	1 в смену
Помощник машиниста	1 в смену

Для передвижки забойных и отвальных конвейеров, кроме машиниста турнодозера, привлекаются также рабочие, занятые на эксплуатации этих конвейеров.

22.3.3. Технологические операции

Нормативы численности рабочих, занятых на обслуживании технологического оборудования заводов, приведены в табл. 114.

Таблица 114

Нормативы численности рабочих, занятых на обслуживании технологического оборудования

Наименование обслуживаемого оборудования или объекта	Профессия	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу оборудования
Питатель пластинчатый на крупном дроблении	Питательщик	2–3	Питатель	0,24
То же, на среднем и мелком дроблении	»	2—3	»	0,17
Питатель вибрационный и качающийся	»	2—3	»	0,10
Лотковый виброзатвор-питатель	»	2—3	»	0,03
Дробилка крупного дробления	Дробильщик	4—5	Дробилка	0,4
Дробилка среднего и мелкого дробления	»	3—4	»	0,1
Грохоты вибрационные	Грохотовщик	2—3	Грохоты	0,1
То же, расположенные каскадно	»	2—3	»	0,02
Грохот колосниковый	»	2	»	0,08
Бутара	Мойщик	2	Бутара	0,15
Мойка корытная	»	2	Мойка	0,10
Классификатор многокамерный	Классификаторщик	3	Классификатор	0,2
Классификатор спиральный	То же	3	То же	0,15
Классификатор прямоточный	»	3	»	0,10
Гидроциклон	Гидроциклонщик	3	»	0,007
Насос песковой	Машинист насоса	2—3	Насос	0,03
Конвейер ленточный горизонтальный и наклонный	Транспортерщик	2—3	Длина конвейера, м:	
			до 20	0,07
			21—40	0,10
			41—60	0,15
			61—80	0,20
			81—100	0,26
			101—120	0,31
			121—140	0,36
			141—160	0,42
			161—180	0,48
			181—200	0,52
			201—220	0,58
			221—240	0,63
			241—260	0,67
			261 и более	Добавлять на каждые последующие 10 м 0,04 чел.-смены

Продолжение

Наименование обслуживаемого оборудования или объекта	Профессия	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу оборудования
Конвейер реверсивный или конвейер с разгрузочной тележкой	Транспортерщик	2—3	Длина конвейера, м:	
			до 20	0,22
			21—40	0,26
			41—60	0,30
			61—80	0,34
			81—100	0,38
			101—120	0,42
			121—140	0,47
			141—160	0,52
			161—180	0,56
			181—200	0,60
			201—220	0,64
			221 и более	0,68
Транспортер консольно-поворотный	»	3	Транспортер	0,10
Элеватор	Элеваторщик	3	Элеватор	0,09
Пульт управления	Оператор пульта управления	2—5	Пульт	1,0

Примечания: 1. Приведенные в таблице нормативы численности рабочих составлены с учетом:

рекомендаций по совмещению профессий (Нормативы численности рабочих обогатительных фабрик, предприятий горнодобывающей промышленности. НИИ труда. М., 1971);

автоматизации производственных процессов и механизации уборки просыпи.

2. При определении численности технологических рабочих необходимо учитывать принятую компоновку технологического оборудования в производственных корпусах.

22.3.4. Средства автоматизации

Нормативы численности рабочих по обслуживанию средств автоматизации даны в табл. 115.

Таблица 115

Нормативы численности рабочих по обслуживанию средств автоматизации

Наименование оборудования или объекта	Профессия	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу оборудования
Электропривод	Монтер по автоматике	5	На 75 электроприводов	1,0

22.3.5. Устройство электроснабжения

Нормативы численности рабочих, занятых на обслуживании устройств электроснабжения, приведены в табл. 116.

Таблица 116

Нормативы численности рабочих, занятых на обслуживании устройств электроснабжения

Наименование оборудования или объекты	Профессия	Разряд	Единица измерения	Количество чел.-смен на единицу оборудования
Главная понизительная подстанция на балансе предприятия	Дежурный подстанции	5	Подстанция	1,0 *
То же, на балансе энергосистемы	То же	3	То же	По расчету
То же, с дежурством на дому	»	5	»	2,0 *
Подстанция 6—10/0,4 кВ без постоянного дежурного персонала	»	4	1—10 подстанций	1,0 **
То же	»	4	Более 10	2,0 **
Передвижные подстанции 6—10/0,4 кВ и приключательные пункты 6—10 кВ на карьерах и отвалах	Электромонтер	4	1—10 установок	1,0
То же	»	4	Более 10	2,0
Пережсные кабельные и воздушные линии и освещение на карьерах и отвалах	»	3	0,5—1 км линии	1,0
То же	»	3	Более 1 км	2,0
Кабельные и воздушные электросети на промышленной площадке и внеплощадочных объектах	»	3	2—15 км	1,0 ***
То же	»	3	Более 15 км	2,0 ***

* Работают 365 дней в году.
** Обслуживают также силовое оборудование вспомогательных цехов.
*** Только в дневную смену.

22.4. ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОМЫШЛЕННО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА

22.4.1. Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (I вариант) указана в табл. 117.

22.4.2. Численность рабочих (явочная), обслуживающих основные производственные подразделения щебеночных заводов, приведена в табл. 118.

Таблица 118

Численность рабочих (явочная), обслуживающих основные производственные подразделения щебеночных предприятий

Наименование основной (совмещаемой) профессии	Мощность щебеночных предприятий, тыс. м³/год											
	780/700 *				1100/1000 *				2200/2000 *			
	Количество рабочих, чел.											
	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки
	дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную	
I. Горный цех												
а) Вскрышные работы												
Машинист скрепера	1	—	—	1	1	—	—	1	1	—	—	1
» экскаватора	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
Помощник машиниста	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
Машинист бульдозера	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
б) Добычные работы												
Машинист экскаватора	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Помощник машиниста	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Машинист бульдозера	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Горнорабочий	2	—	—	2	2	—	—	2	2	—	—	2
Водитель спецмашины (оборочная машина и др.)	—	—	—	—	1	—	—	1	1	—	—	1
в) Отвальное хозяйство												
Машинист бульдозера	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
Итого по горному цеху	10	3	3	16	11	3	3	17	14	10	6	30
II. Транспортный цех												
а) Хозяйственный транспорт												
Водители хозяйственного автотранспорта	6	1	1	8	9	1	1	11	14	2	2	18
б) Технологический транспорт												
Водитель автосамосвала КрАЗ-256Б	9	—	—	9	10	—	—	10	—	—	—	—
Водитель автосамосвала БелАЗ-540	4	4	4	12	7	7	7	21	15	15	13	43
в) Ремонтная зона гаража												
Всего	10	—	—	10	12	3	—	15	14	9	1	24
В том числе:												
вулканизаторщик-шиноремонтник	2	—	—	2	4	—	—	4	4	2	—	6
мойщик-смазчик	—	—	—	—	—	1	—	1	—	1	1	2
автослесари и слесари-агрегатчики	5	—	—	5	5	2	—	7	6	3	—	9
слесарь по ремонту топливной аппаратуры	1	—	—	1	1	—	—	1	1	—	—	1
автоэлектрик	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
аккумуляторщик									1	1	—	2
заправщик ГСМ	1	—	—	1	1	—	—	1	1	1	—	2
Итого по транспортному цеху	29	5	5	39	38	11	8	57	43	26	16	85
III. Щебеночный завод												
Дробильщик (питательщик)	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Дробильщик	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Грохотовщик (транспортерщик)	1	1	1	3	1	1	1	3	1	1	1	3
Грохотовщик (классификаторщик)	1	1	1	3	1	1	1	3	2	2	2	6
Транспортерщик	3	3	3	9	4	4	4	12	4	4	4	12
Лаборант	1	1	—	2	2	1	1	4	2	2	2	6
Пробоотборщик	—	—	—	—	1	—	—	1	1	1	1	3
Итого по заводу	8	8	7	23	11	9	9	29	14	14	14	42

* В том числе шесня.

Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (I вариант)

Наименование подразделения (цеха, службы)	Мощность предприятий, тыс. м³/год				
	щебеночных (по переработке изверженных и метаморфических пород)			гравийно-песчаных	
	700/700*	1000/1000*	2000/2000*	700	1400**
Горный цех и отвальное хозяйство	17	19	33	15	27
Завод	26	32	47	38	47
Транспортный цех	44	65	95	52	44
В том числе:					
хозяйственный транспорт	9	12	20	9	16
технологический транспорт	23	35	48	30	26
ремонтная зона гаража	12	18	27	13	2
Ремонтно-механический цех	41	50	75	37	59
В том числе:					
ремонт горного оборудования	7	9	13	4	7
ремонт технологического оборудования	11	13	18	11	18
ремонтная мастерская	23	28	44	22	34
Водоснабжение, канализация и хозяйство	13	18	22	13	21
Цех отгрузки готовой продукции	15	22	26	17	23
Котельная	21	21	21	21	21
Техническое обслуживание оборудования	15	20	28	16	24
Внешний железнодорожный транспорт	6	9	13	6	12
Содержание автомобильных дорог	2	2	2	2	2
Дежурный персонал	9	9	13	9	11
Бытовой корпус	3	4	4	3	4
Складское хозяйство	1	2	2	1	2
Итого рабочих	213	273	381	230	297
Цеховой персонал	21	26	31	21	24
Административно-управленческий персонал	23	30	36	23	30
МОП и охрана	4	4	5	4	4
Всего промышленно-производственного персонала	261	333	453	278	355

* В том числе щебня.

** Транспортировка полезного ископаемого от карьера до приемного бункера завода предусматривается конвейерным транспортом.

Таблица 119

Численность рабочих (явочная), обслуживающих основные производственные подразделения гравийно-песчаных предприятий

Наименование основной (совмещаемой) профессии	Мощность гравийно-песчаных предприятий, тыс. м³/год							
	700				1400			
	Количество рабочих, чел.							
	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки
	дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную	
I. Горный цех								
а) Вскрышные работы								
Машинист скрепера	2	—	—	2	2	1	—	3
б) Добычные работы								
Машинист экскаватора	1	1	1	3	2	2	2	6
Помощник машиниста	1	1	1	3	2	2	2	6
Машинист бульдозера	1	1	1	3	2	2	1	5
Горнорабочий	1	—	—	1	1	1	—	2
в) Отвальное хозяйство								
Рабочий на отвале (учетчик)	1	—	—	1	1	1	—	2
Итого по горному цеху . . .	7	3	3	13	10	9	5	24
II. Транспортный цех								
1. Автомобильный транспорт								
а) Хозяйственный транспорт								
Водители хозяйственного автотранспорта . .	6	1	1	8	10	2	2	14
б) Технологический транспорт								
Водители автосамосвалов КрАЗ-256Б . .	9	9	9	27	—	—	—	—
в) Ремонтная зона гаража								
Вулканизаторщик-шиноремонтник	2	—	—	2	—	—	—	—
Автослесарн и слесарн-агрегатчики	4	2	—	6	2	—	—	2

Продолжение табл. 119

Наименование основной (совмещаемой) профессии	Мощность гравийно-песчаных предприятий, тыс. м³/год							
	700				1400			
	Количество рабочих, чел.							
	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки
	дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную	
Слесарь по ремонту топливной аппаратуры	1	—	—	1	—	—	—	—
Автоэлектрик-аккумуляторщик	1	—	—	1	—	—	—	—
Заправщик ГСМ	1	—	—	1	—	—	—	—
2. Конвейерный транспорт								
Машинист бункера-питателя	—	—	—	—	2	2	2	6
Слесарь-электрик	—	—	—	—	3	3	3	9
Слесарь по ремонту конвейеров	—	—	—	—	6	—	—	6
Вулканизаторщик конвейерной ленты	—	—	—	—	2	—	—	2
Итого по транспортному цеху	24	12	10	46	25	7	7	39
III. Гравийно-песчаный завод								
Питательщик (грохотовщик)	1	1	1	3	1	1	1	3
Дробильщик	2	2	2	6	2	2	2	6
Грохотовщик (транспортерщик)	2	2	2	6	4	4	4	12
Мельник-классификаторщик (грохотовщик)	1	1	1	3	—	—	—	—
Мельник-классификаторщик	—	—	—	—	1	1	1	3
Транспортерщик	4	4	4	12	4	4	4	12
Лаборант	1	1	—	2	2	2	—	4
Пробоотборщик	1	1	—	2	1	1	—	2
Итого по гравийно-песчаному заводу	12	12	10	34	15	15	12	42

Таблица 120

Численный состав административно-управленческого и цехового персонала предприятий нерудных строительных материалов

Наименование подразделения, отдела (службы)	Мощность предприятий, тыс. м³/год				
	щебеночных			гравийно-песчаных	
	780/700	1100/1000	2200/2000	700	1400
I. Административно-управленческий персонал					
Администрация	3	3	3	3	3
Отдел главного механика (энергетика)	5	5	6	5	6
Производственно-технический отдел	—	—	6	—	—
Планово-экономический отдел	—	—	5	—	—
Планово-производственный отдел	6	8	—	5	7
Бухгалтерия	4	5	6	4	5
Отдел (служба) материально-технического снабжения	2	3	4	3	3
Отдел кадров и канцелярия	2	2	2	2	2
Административно-хозяйственная служба	1	1	1	1	1
Группа оперативного управления (служба главного диспетчера)	—	3	3	—	3
Итого	23	30	36	23	30
II. Цеховой персонал					
Горный цех	5	5	5	5	5
Щебеночный (гравийно-песчаный) завод	5	5	5	5	5
Транспортный цех	3	5	7	3	3
Ремонтно-механический цех (мастерская)	3	3	5	3	3
Электроцех	2	3	4	2	3
Цех отгрузки	2	3	3	2	3
Цех паросилового хозяйства, водоснабжения, канализации и хвостового хозяйства	1	2	2	1	2
Итого	21	26	31	21	24
МОП и охрана	4	4	5	4	4
Всего	48	60	72	48	58

Примечания: 1. Численность инженерно-технических работников и служащих принята в соответствии с «Типовыми структурами управления и нормативами численности инженерно-технических работников и служащих предприятий промышленности нерудных строительных материалов», разработанными институтом ВНИИнеруд и утвержденными 09.12.71 г. Министерством промышленности строительных материалов СССР.

2. Численность вспомогательного технического персонала определена по «Типовым нормативам оптимальных соотношений численности инженерно-технических работников и вспомогательного технического персонала в аппарате управления предприятий промышленности строительных материалов», разработанным институтом ВНИИЭСМ и утвержденным 29.05.73 г. Министерством промышленности строительных материалов СССР.

3. В знаменателе приведена мощность по щебню.

22.4.3. Численность рабочих (явочная), обслуживающих основные производственные подразделения гравийно-песчаных заводов, приведена в табл. 119.

22.4.4. Численный состав административно-хозяйственного и цехового персонала указан в табл. 120.

22.4.5. Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (II вариант) приведена в табл. 121.

Таблица 121

Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (II вариант)

Наименование подразделения (цеха, службы)	Мощность предприятий, тыс. м³ в год				
	щебеночных (по переработке изверженных и метаморфических пород)			гравийно-песчаных	
	780/700 *	1100/1000 *	2200/2000 *	700	1400 **
Горный цех и отвальное хозяйство	17	19	33	15	27
Завод	26	32	47	38	47
Водоснабжение, канализация и хвостовое хозяйство	13	18	22	13	21
Цех отгрузки готовой продукции	15	22	26	17	23
Котельная	21	21	21	21	21
Электроцех	15	20	28	16	24
Внешний железнодорожный транспорт	6	9	13	6	12
Содержание автомобильных дорог	2	2	2	2	2
Дежурный персонал	9	9	13	9	11
Бытовой корпус	3	4	4	3	4
Складское хозяйство	1	2	2	1	2
Итого рабочих	128	158	211	141	194
Цеховой персонал	15	18	19	15	18
Административно-управленческий персонал	23	30	36	23	30
МОП и охрана	4	4	5	4	4
Всего промышленно-производственного персонала	170	210	271	183	246

* В том числе щебня.

** Транспортировка полезного ископаемого от карьера до приемного бункера завода предусматривается конвейерным транспортом.

Часть третья. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ

Глава 23. ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ СРЕДСТВ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

23.1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ КАРЬЕРОВ

23.1.1. Указания, изложенные в главах 3—6 части второй, распространяются и на карьеры с добычей полезного ископаемого средствами гидромеханизации.

23.1.2. Классификация грунтов применительно к различным способам их гидромеханизированной разработки приведена в табл. 122.

23.1.3. Для гидромеханизированных карьеров в состав горнокапитальных работ, приведенных в главе 3 (3.4) части второй, дополнительно включаются пионерные траншеи и котлованы для монтажа и ввода в забой оборудования.

Минимальные размеры пионерных котлованов по дну для землесосных снарядов:

Производительность снаряда по воде, м³/ч	До 1300	1300—2200	2200—4000	Более 4000
Глубина воды, м	2	2,5	3,5	4,5
Ширина, м	20	20	25	30
Длина, м	30	10	50	55

Минимальные размеры пионерных котлованов по дну для гидромониторно-землесосных установок:

Производительность установки по воде, м³/ч	До 2200	2200—4000	Более 4000
Ширина, м	15	20	25
Длина, м	15	20	25

Группа грунтов по трудности разработки	Наименование грунтов	Гранулометрическая характеристика				
		глинистых менее 0,005	пылеватых 0,005—0,05	песчаных		
				мелких 0,05—0,25	средних 0,25—0,5	крупных 0,5—5
I	Пески:					
	мелкозернистые	До 3	До 15	Более 50	До 50	До 16
	среднезернистые			До 50	Более 50	
	разнозернистые			» 50	До 50	
	пылеватые		» 20	*Не регламентируется*		
	Илы текучие		Не регламентируется			
II	Пески разнозернистые, крупнозернистые и гравелистые	До 3	До 15	До 50	До 50	Более 16
	Пески пылеватые		20—50	Не регламентируется		
	Супеси легкие	3—6	До 50			
III	Пески разнозернистые	До 3		Не регламентируется		
	Супеси тяжелые	5—10	До 50	Не регламентируется		
IV	Песчано-гравийные грунты	До 3		Не регламентируется		
	Суглинки легкие	10—15				
V	Песчано-гравийные грунты	До 5		Не регламентируется		
	Суглинки средние	15—20				
VI	Гравийно-песчаные грунты	До 5		Не регламентируется		
	Суглинки тяжелые	20—30				
	Глины тощие текучие	До 40				

Примечания: 1. В случаях, когда проектом устанавливается необходимость
2. При разработке забоя, сложенного песчаными грунтами, относящимися к I, II, *прослойки на каждые 2 м высоты забоя при суммарной толщине этих прослоек,* не пре ветствено II, III и IV. При этом отнесение грунтов к высшим категориям распростра
3. При разработке грунтов в забоях, засоренных пнями, корнями, топляками де ми на производительность землесосных снарядов, проектом предусматривается сниже

Съезд в котлован принимается шириной 4—6 м с уклоном 1 : 8.

23.1.4. В зависимости от горногеологических условий, физико-механических свойств грунтов месторождений, разрабатываемых средствами гидромеханизации, применяют землесосные или гидромонторные работы.

23.2. ЗЕМЛЕСОСНЫЕ РАБОТЫ

23.2.1. Плавучие землесосные снаряды и специальные снаряды применяются при разработке обводненных и подводных песчано-гравийных месторождений.

Таблица 122

их плавучими землесосными снарядами

грунтов (размеры частиц, мм, и количество их по весу, %)

гравийно-галечных фракций в зависимости от производительности землесосных снарядов по воде, м³/ч								
до 1300			*до 2200*			*более 2200*		
5—20	5—40	5—60	5—20	5—60	5—80	5—20	5—60	5—120
2	2	1	3	2	1	4	3	
5	5	3	7	6	3	8	7	5
10 7	9 6	8 5	10 8	10 8	10 6	12 10	11 10	10 8
21 10	20 7	19 6	25 12	24 10	19 8	25 12	25 11	24 10
29 12	28 11	24 9	29 12	29 11	24 10	38 17	34 14	29 12
39 12	37 11	33 9	39 12	38 11	34 10	48 17	43 14	39 10

послойной разработки грунтов, группа грунтов определяется для каждого слоя отдельно. III группам с прослойками связных грунтов толщиной от 0,2 до 0,6 м (не более одной вышающей 20% общей высоты забоя) средняя группа грунта в забое принимается соотнится только на площади карьера, занятые этими прослойками.

рейями, болотной и водной растительностью, а также валунами и камнями, влияющие их производительности на 6—10%.

23.2.2. Плавучие землесосные снаряды используются при разработке грунтов (см. табл. 122).

23.2.3. *Рекомендации по выбору типа грунтозаборных устройств* и специальных снарядов при разработке внекатегорийных грунтов приведены в приложении XVII.

23.2.4. Значения параметров системы разработки (общая минимальная высота забоя, обеспечивающая нормальную работу земснаряда; минимально допустимая глубина разработки ниже уровня воды; средняя величина недобора и ширина прорези, обеспечивающая оптимальные условия папильонирования) приведены в табл. 123.

23.2.5. Заложение подводных откосов принимается по табл. 124.

Таблица 123

Параметры системы разработки землесосными снарядами

Производительность землесосных снарядов по воде, м³/ч	Общая минимальная высота забоя, обеспечивающая нормальную работу снарядам	Минимально допустимая глубина разработки ниже уровня воды, м	Средняя величина недобора, м	Оптимальная ширина прорези по урезу воды в водоеме, м
До 1200	2,4	1,5	0,3	20,0
1200—2200	3,2	2,5	0,5	26,0
2200—4000	4,8	3,5	0,8	35,0
Более 4000	6,4	5,0	1,0	40,0

Примечания: 1. При общей высоте забоя менее указанной в табл. 123 производительность землесосного снаряда уменьшается на 10%.

2. Предельно допустимые высота надводной и глубина подводной частей забоя устанавливаются проектом.

3. Недобор оставляется с целью исключения разработки землесосным снарядом подстилающей непродуктивной толщи карьера на дне его, считается потерей полезного ископаемого и исключается из объема промышленных запасов.

Таблица 124

Заложение подводных откосов

Характеристика грунта	В стоячей воде	В текучей воде
Песчано-гравелистые грунты	1 : 1,5÷1 : 2,0	1 : 2,0÷1 : 2,5
Мелко- и среднезернистые пески . .	1 : 3,0÷1 : 3,5	1 : 4,0÷1 : 6,0
Тонкозернистые пески	1 : 5,0÷1 : 6,0	1 : 5,0÷1 : 6,0

Примечание. Временный угол естественного откоса стенки забоя в процессе работы землесосного снаряда определяется по формуле

$$\varphi_e = 2\alpha_r,$$

где α_r — угол естественного откоса грунта.

Таблица 125

Удельные расходы воды на разработку 1 м³ грунта, м³

Группа грунта	Тип добычного оборудования	
	землесосный снаряд	эрлифтный землесосный снаряд
I	7	4
II	9	5
III	11	6
IV	14	7
V	18	9
VI	22	10

Примечания: 1. Для внекатегорийных грунтов удельные расходы воды принимаются на основании данных работы добычного оборудования в аналогичных условиях.

2. Значения удельных расходов для эрлифтных снарядов являются ориентировочными и уточняются в каждом случае расчетом.

23.2.6. Удельные расходы воды на разработку и транспортирование грунта землесосными снарядами берутся по табл. 125. Там же даны ориентировочные удельные расходы воды при разработке грунтов специальными добычными снарядами, применение которых допускается при соответствующем обосновании.

23.2.7. Удельные расходы воздуха на разработку грунта землесосными снарядами с вертикальными и наклонными эрлифтными грунтозаборными устройствами параллельной системы принимаются соответственно по табл. 126 и 127. Нормы составлены

Таблица 126

Удельные расходы воздуха, $Нм^3$ (760 мм рт. ст., 20° С), на разработку 1 $м^3$ грунта землесосным снарядом с вертикальным эрлифтным грунтозаборным устройством (по данным В. И. Михайлова)

Группа грунта	Диаметр подъемной трубы эрлифта, мм				
	200	250	300	450	500
I	13,8	14,1	14,4	15,2	15,5
II	14,0	14,3	14,6	15,4	15,7
III	14,3	14,6	14,9	15,7	16,0
IV	14,7	15,0	15,3	16,1	16,4
V	15,4	15,7	16,0	16,8	17,1
VI	18,1	18,4	18,7	19,5	19,8
Внекатегорийные грунты	25	26	27	30	31

Примечание. Глубина разработки грунта принята от 10 до 40 м, а высота подъема воздушно-водогрунтовой смеси — от 3,1 до 5 м.

Таблица 127

Удельные расходы воздуха, $Нм^3$ (760 мм рт. ст., 20° С), на разработку 1 $м^3$ грунта землесосным снарядом с наклонным эрлифтным грунтозаборным устройством (по данным В. И. Михайлова)

Группа грунта	Диаметр подъемной трубы эрлифта, мм								
	200	250	300	350	400	500	600	800	900
I	14,2	14,5	14,8	15,1	15,4	15,9	16,4	17,0	17,6
II	14,4	14,7	15,0	15,3	15,6	16,1	16,6	17,2	17,8
III	14,7	15,0	15,3	15,6	15,9	16,4	16,9	17,5	18,1
IV	15,1	15,4	15,7	16,0	16,3	16,8	17,3	17,9	18,5
V	15,8	16,1	16,4	16,7	17,0	17,5	18,0	18,6	19,2
VI	18,5	18,8	19,1	19,4	19,7	20,2	20,7	21,3	21,9
Внекатегорийные грунты	28	29	30	31	32	34	36	38	40

Примечания: 1. Расчетный угол наклона эрлифтного грунтозаборного устройства к горизонту при добыче принят: для грунтов I группы — 30—80°, для остальных групп — 55—80°.

2. Глубина разработки грунта принята от 10 до 30 м, а высота подъема воздушно-водогрунтовой смеси — от 1,3 до 4,5 м.

по средневзвешенным показателям экспериментов, опытной и промышленной эксплуатации и подлежат уточнению в зависимости от конкретных условий разработки грунтов месторождения.

23.2.8. Методика расчета производительности плавучих землесосных снарядов дана в приложении XV.

23.2.9. Состав вспомогательного флота для обслуживания плавучих землесосных снарядов приводится в табл. 128.

Таблица 128

Состав вспомогательного флота для обслуживания плавучих землесосных снарядов

Наименование	Условия работы	Количество, шт., в зависимости от производительности снаряда по воде, м³/ч		
		до 1200	1200—2200	2200—4000
Лодки гребные длиной 5—10 м, шириной 1,2—2,0 м, с осадкой 0,5—1,0 м	При всех условиях для каждого снаряда	2	2	3
Судно универсального назначения — малая мотозавозня с двигателем мощностью 20 л. с.	То же	1	1	1
Мотозавозня мощностью 90 л. с.	»	—	—	1
Краны электрические грузоподъемностью 10—15 т	»	—	—	1

23.3. ГИДРОМОНИТОРНЫЕ РАБОТЫ

23.3.1. Гидромониторный способ разработки горных пород (нескальных) не имеет существенных ограничительных условий для применения, за исключением наличия гарантированного источника водоснабжения.

Гидромониторы наиболее целесообразно применять при разработке грунтов, характеристики которых приведены в табл. 129.

23.3.2. Высота уступа при гидромониторном размыве принимается в зависимости от физико-механических свойств пород, типа и конструкции гидромониторов и условий организации разработки карьера и не должна превышать 30 м. При высоте забоя менее 3 м применение гидромониторного размыва не рекомендуется.

23.3.3. Наименьшее расстояние от гидромониторов и другого забойного оборудования до подошвы забоя (кроме гидромониторов ближнего боя с дистанционным управлением) должно составлять для лёссовидных грунтов 1,2 высоты уступа, для остальных грунтов должно быть равно высоте уступа.

Таблица 129

Классификация грунтов по группам в зависимости от трудности разработки их гидромониторами

Группа грунтов	Наименование грунтов	Гранулометрическая характеристика грунтов (размеры частиц, мм, и количество их по массе, %)						
		глинистых менее 0,005	пылеватых 0,005—0,05	песчаных мелких 0,05—0,25	песчаных средних 0,25—0,5	песчаных крупных 0,5—5	гравийных 5—40	галечных 40—70
I	Грунты предварительно разрыхленные неслежавшиеся	До 40	Не регламентируется			До 55	—	—
II	Пески:							
	мелкозернистые	» 3	До 15	Более 50	—	—	—	—
	пылеватые	» 3	—	—	—	До 55	До 1	—
	Супеси легкие	3—6	Не регламентируется			—	—	—
	Лёсс рыхлый	До 3	До 70	Не регламентируется			—	—
	Торф разложившийся	—	Не регламентируется			—	—	—
III	Пески:							
	среднезернистые	До 3	Не регламентируется		Более 50	—	—	—
	разнозернистые	» 3	15—50	До 50	До 55	До 55	До 5	До
	Супеси средние	6—10	Не регламентируется			—	—	—
	Суглинки легкие	До 15				—	—	—
	Лёсс плотный	» 15	До 70	Не регламентируется		До 55	До 5	До
IV	Пески крупнозернистые	» 3	Не регламентируется			Более 45	10—15	» 1
	Супеси тяжелые	6—10					10—15	
V	Суглинки средние и тяжелые	15—30	То же			То же	До 10	
	Глины тощие текучие	До 40					10	
V	Песчано-гравийные грунты	» 5	»			—	25	
	Глины полужирные	40—50					» 15	
VI	Песчано-гравийные грунты	До 5	Не регламентируется				До 40	
	Глины полужирные	50—60					»	

Примечания: 1. При проектировании разработки забоя, сложенного грунтами различных групп, в пределах каждого расчетного периода принимается средняя группа, определяемая как средневзвешенное по соотношению мощности слоев разнородных грунтов.

2. По группе I нормируются предварительно разрыхленные грунты, предусмотренные таблицей, кроме грунтов с содержанием гравия более 1%, и полужирных глин. Грунты с содержанием гравия и гальки более 1% и полужирные глины, предварительно разрыхленные, относятся к ближайшей низшей по трудности разработки группе (например, предварительно разрыхленные грунты V группы относятся к IV).

3. При разработке грунтов в забоях, засоренных пнями, корнями, топляками, деревьями, болотной и водной растительностью, а также валунами и камнями, влияющими на производительность гидромониторных установок, необходимо предусматривать в проекте снижение производительности на 5—10%.

23.3.4. Наибольшее удаленне гидромониторов от забоя не должно превышать эффективной дальности полета струи при разрушении пород, определяемой удельным давлением, достаточным для размыва данной породы, напором и диаметром насадки гидромонитора.

При определении удаления гидромонитора от забоя и шага передвижки гидромонитора следует руководствоваться данными табл. 130 и графиками (рис. 32, 33 и 34 приложения XVIII).

Таблица 130

Оптимальное удельное давление в забое

Группа связных грунтов	Оценка грунтов по степени гидромониторной разработки	Наименование грунтов	Удельное давление в забое, кгс/см²	
			предельное	среднее
II	Легкие	Супеси легкие или суглинки легкие рыхлые	0,45—0,80	0,63
III	Средние	Суглинки легкие	2,00—2,50	2,25
IV	Тяжелые	Суглинки плотные, средние и тяжелые и песчаные глины	3,80—4,00	3,90

23.3.5. Шаг передвижки гидромонитора должен быть не более разности наибольшего и наименьшего расстояния его от забоя, но не менее 6 м.

23.3.6. Ширина забоя в расчете на один гидромонитор не должна превышать наибольшего удаления гидромонитора от забоя.

23.3.7. Напор струи гидромонитора и уклон подошвы забоя для различных грунтов принимаются по табл. 131.

Таблица 131

Напор струи гидромонитора и уклон подошвы забоя

Группа грунтов	Необходимый напор, м вод. ст., при высоте уступа, м			Необходимый уклон подошвы забоя в сторону зумпфа при $Q_г$ ($Q_г$ — производительность гидромонитора, м³/с)		
	3—5	5,1—15	15,1—30	0,100	0,200	0,300
I	30	40	50	Принимаются по соответствующей группе грунтов		
II	30	40	50	—	0,045	0,030
	30	40	50	0,035	0,030	0,025
	40	50	60	0,035	0,030	0,025
	40	50	60	0,025	0,020	0,015
III	30	40	50	—	0,050	0,035
	40	50	60	0,030	0,025	0,020
	60	70	80	0,030	0,025	0,020
IV	30	40	50	—	0,060	0,040
	50	60	70	0,035	0,030	0,025
	70	80	90	0,030	0,025	0,020
V	40	50	60	—	0,080	0,070
	80	100	120	0,035	0,030	0,025
VI	50	60	70	—	0,120	0,100
	100	120	140	0,035	0,030	0,025

23.3.8. Удельные расходы воды для размыва грунта в зависимости от высоты забоя берутся по табл. 132.

Таблица 132

Удельные расходы воды на размыв 1 м³ грунта гидромониторами в зависимости от высоты забоя, м³

Группа грунтов	Высота забоя, м		
	3—5	5,1—15	15,1—30
I	5	4,5	3,5
II	6	5,4	4
III	7	6,3	5
IV	9	8,1	7
V	12	10,8	9
VI	14	12,6	10

23.3.9. Методика определения производительности гидромониторных установок приводится в приложении XVIII.

23.3.10. Допустимая высота недомыва находится в пределах 0,5—1,5 м.

23.3.11. Уборку недомыва рекомендуется предусматривать гидромониторным способом после предварительного рыхления грунта при помощи бульдозера.

23.3.12. Уборка из забоя валунов, древесины, пней, препятствующих дальнейшим гидромониторным работам, определяется проектом.

Глава 24. ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ ТРАНСПОРТ

24.1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ

24.1.1. Безнапорный гидротранспорт следует применять при естественном уклоне трассы, достаточном для надежного перемещения гидросмеси по лоткам, земляным канавам, реже — по трубам. В остальных случаях следует использовать напорный гидротранспорт по трубам под воздействием напора, естественного (за счет разности отметок) или искусственного.

24.1.2. Сеть трубопроводов надлежит проектировать в комплексе с остальными элементами гидротранспортной системы (зумпф, бункер-смеситель; питатель для ввода в поток грунта; плавучий землесосный снаряд).

Число нитей, диаметр и материал напорного трубопровода определяются технико-экономическими расчетами с учетом параметров оборудования и устройств всей системы гидротранспорта.

24.1.3. Гидротранспорт на большие расстояния и большую высоту, требующий применения более трех станций подъема, а также гидротранспорт гидросмесей с высокой концентрацией (консистенция 1 : 1÷1 : 2) следует выполнять по индивидуальным проектам с проведением предварительных исследований в производственных или лабораторных условиях.

24.1.4. При проектировании гидротранспорта следует руководствоваться указаниями глав СНиП «Магистральные трубопроводы» и «Промышленный транспорт».

24.2. ПРОКЛАДКА ТРУБОПРОВОДОВ

24.2.1. Трасса магистральных трубопроводов назначается по возможности прямой, с минимальным количеством поворотов и резких изменений уклона.

24.2.2. Профиль магистральных трубопроводов должен соответствовать общему характеру рельефа местности, за исключением микрорельефа, который, во избежание резких изломов профиля, сглаживается планировкой или укладкой труб на эстакадах или на отдельных опорах.

24.2.3. На участках с ровным рельефом и в выемках магистральные трубопроводы укладываются на деревянных или железобетонных прокладках и опорах. В табл. 133 приведены величины допустимых расстояний между опорами трубопроводов из условия допустимого прогиба стальных труб.

Таблица 133

Допустимые расстояния между опорами трубопроводов

Условный проход, мм	Толщина стенки трубы, мм	Расстояние между опорами, м	Условный проход, мм	Толщина стенки трубы, мм	Расстояние между опорами, м
100	4,5	5	500	9	14
150	5	7	600	9	15
200	8	9	700	9	15
250	8	11	800	9	16
300	8	12	900	9	18
400	9	14	1000	10	20

На подтопленных участках с высоким уровнем грунтовых вод укладка трубопровода предусматривается на свайных опорах.

24.2.4. Подъем трубопровода на эстакаду должен выполняться по наклонной линии (как правило, не круче, чем под углом 25° к горизонту) с плавными поворотами.

24.2.5. Отклонение от направления трассы напорного трубопровода в плане не должно превышать 45° — в обычных и 90° — в стесненных условиях.

24.2.6. Радиус сопряжения различных направлений трассы в плане и профиле не должен превышать:

Угол поворота, град	До 30	До 45	До 90
Радиус кривой	3Д	5Д	7Д

Радиусы кривых поворотов не должны быть менее 2Д (Д — диаметр трубопровода).

24.2.7. На застроенных участках фабрик и заводов или участках интенсивного движения прокладку труб следует осуществлять в закрытых каналах или на эстакадах.

24.2.8. Для наблюдений, ремонта и замены пульповодов по его трассе необходимо предусматривать проезды вдоль пульповода и подъездные пути.

24.2.9. На магистральных трубопроводах, имеющих большое число поворотов, изломов, арматуры, при транспортировании гидросмеси с высокой концентрацией в верхней части трубы должны быть предусмотрены ревизии (специальные отверстия, закрываемые фланцами) для промывки трубопроводов.

24.2.10. Минимальный уклон напорных трубопроводов, как правило, принимается 0,005. При соответствующем обосновании уклоны их могут быть уменьшены.

24.2.11. Гидротранспорт при отрицательных температурах воздуха следует вести непрерывно.

24.2.12. Утепление магистральных трубопроводов (работа системы при отрицательных температурах воздуха) производится временно снегом, а при длительных морозах — грунтом, торфом, опилками и т. п. Задвижки и вантузы необходимо заключать в съемные ящики.

24.3. ГРУНТОНАСОСНЫЕ УСТАНОВКИ

24.3.1. Тип и количество грунтонасосных установок выбираются по расходу транспортируемой пульпы и необходимому для ее гидротранспорта напору с расстановкой установок по трассе трубопровода таким образом, чтобы перед каждой грунтонасосной последующего подъема оставался напор 5—8 м от предыдущей установки.

24.3.2. Количество резервных агрегатов в грунтонасосных станциях второго и последующего подъемов принимается по табл. 134.

Таблица 134

Количество резервных агрегатов в грунтонасосных установках

Количество рабочих грунтовых насосов	Режим работы	
	трехсменный	двухсменный
1	1	
2—4	2	1

24.3.3. Для запуска грунтовых насосов, защиты от гидравлических ударов, обеспечения простоты включения и переключения всасывающих и напорных трубопроводов необходимо предусматривать установку на всасывающей и напорной линии специальной арматуры (предохранительные и обратные клапаны, задвижки, воздушные колонки и т. д.).

24.3.4. Количество воды, подаваемое на гидроуплотнение грунтовых насосов и охлаждение подшипников, а также качество подаваемой воды необходимо принимать по каталогам насосного оборудования и техническим условиям заводов-изготовителей.

24.3.5. Зумпфы хвостовых грунтонасосных установок предназначаются либо для приема и сгущения пульпы, либо для ее приема и накопления. В первом случае должен быть запроектирован постоянный слив осветленной воды; во втором — предусмотрен аварийный слив на полный расчетный расход рабочих грунтовых насосов. Соответственно рассчитываются лотки слива. Уклоны принимаются в пределах 0,03—0,05.

24.3.6. Емкость зумпфа для обеспечения бесперебойной работы грунтовых насосов должна соответствовать 3—5-минутному суммарному расходу рабочих насосов (меньший показатель относится к насосам, имеющим большую производительность). Для взмучивания осадка зумпф должен быть оборудован агитационными устройствами.

24.3.7. Минимальная емкость аварийного бассейна должна быть не менее двойной емкости системы транспорта пульпы, опорожняемой самотеком в аварийный бассейн. Для перекачки из него пульпы необходима специальная насосная установка.

24.3.8. При компоновке пульпонасосных станций необходимо предусматривать монтажные площадки для производства ремонтных работ и прохода для обслуживающего персонала.

24.3.9. Все установленное в пульпонасосных станциях оборудование, имеющее массу сменных частей (деталей) более 50 кг, должно быть обеспечено подъемно-транспортными средствами.

24.3.10. Для обеспечения производства ремонтных работ в пульпонасосных станциях необходимо предусматривать соответствующее оборудование (слесарный верстак, сварочный и автогенный аппараты и др.).

24.4. РАСЧЕТЫ ПО ГИДРАВЛИЧЕСКОМУ ТРАНСПОРТУ ГРУНТА

24.4.1. Расчеты по напорному гидротранспорту грунта заключаются в определении скоростей, необходимых для транспортирования, а также в определении необходимых диаметров пульпопроводов и потерь напора в них.

24.4.2. При безнапорном гидротранспорте определяются: необходимый уклон лотков и трубопроводов, скорости транспортирования, размеры поперечных сечений лотков и диаметры пульпопровода.

24.4.3. Расчет гидротранспорта производится в зависимости от вида и крупности транспортируемого материала по действующим методикам расчета гидротранспорта. В приложении XIX приведена методика, разработанная институтом ВНИПИИстромсырье, учитывающая минимум приведенных затрат на перемещение единицы горной массы.

Глава 25. ГИДРООТВАЛЫ (ХВОСТОХРАНИЛИЩА)

25.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

25.1.1. Гидроотвалы (хвостохранилища) могут устраиваться:

в замкнутых котлованах и выработанном пространстве карьера;

в долинах, оврагах и логах путем перегораживания их дамбами;

на равнинах, с дамбами обвалования с четырех сторон;

на не подверженных оползневым явлениям склонах, с возведением дамб с трех сторон.

25.1.2. Местоположение гидроотвала выбирается на основании технико-экономического сопоставления вариантов в увязке с компоновкой сооружений и устройств карьера и в зависимости от топографических, инженерно-геологических и гидрологических условий района строительства.

25.1.3. Устройство гидроотвалов вскрышных пород допускается на основаниях, состоящих из любых грунтов, при условии учета их физико-механических свойств.

25.2. КЛАССИФИКАЦИЯ ГИДРООТВАЛОВ

25.2.1. Гидроотвалы в зависимости от грунтов, на которых возводятся ограждающие дамбы, и гранссоставы пород, укладываемых в гидроотвал, подразделяются на следующие основные типы:

I тип — гидроотвалы, которые заполняются породой пылеватоглинистого состава и ограждающие дамбы которых возводятся из привозных грунтов;

II тип — гидроотвалы, которые заполняются породой, содержащей частицы крупнее 0,05 мм в количестве более 30% от подаваемого объема твердого, и ограждающие дамбы которых возводятся из намытых грунтов в процессе заполнения гидроотвала;

III тип — гидроотвалы, которые заполняются породой, содержащей частицы крупнее 0,05 мм от 15 до 30%, и ограждающие дамбы которых возводятся комбинированным способом: тело

ограждающей дамбы намывается, а дамбы обвалования, необходимые для намыва, возводятся из привозного грунта.

25.2.2. В зависимости от высоты гидроотвалы подразделяются на:

низкие с высотой намыва до 10 м;

средние с высотой намыва 10—30 м;

высокие с высотой намыва более 30 м.

25.2.3. В зависимости от степени ответственности гидроотвалы делятся на классы капитальности:

класс I — особо ответственные — средние и высокие, авария которых сопряжена с катастрофическими последствиями для населенных пунктов и предприятий;

класс II — ответственные — средние и низкие, разрушение которых не может вызвать серьезных последствий в населенных пунктах;

класс III — малоответственные — низкие, расположенные в незастроенных местностях.

Класс капитальности отдельных элементов гидроотвала (ограждающих дамб, водосборных устройств и др.) определяют в соответствии со СНиП II-А.3—62, СНиП II-50—74 и действующими техническими условиями на проектирование гидроотвалов и хвостохранилищ.

Отнесение гидроотвалов к тому или иному классу производится по табл. 135 в зависимости от высоты гидроотвала, места его расположения, гидрометеорологических условий и интенсивности намыва.

Таблица 135

Классы капитальности гидроотвалов

Высота гидроотвала, м	Характер заселения местности в районе размещения гидроотвала	Гидрометеорологические условия			
		благоприятные		неблагоприятные	
		Рельеф местности			
		равнинный		пересеченный	
		Интенсивность намыва, м/мес			
		<2	>2	<2	>2
30	Независимо от заселенности	I	I	I	I
10—30	Заселенная	I	I	I	I
	Незаселенная	II	I	II	I
10	Заселенная	III	II	II	II
	Незаселенная	III	III	III	III

Примечания: 1. Для гидроотвалов, расположенных в замкнутых котлованах и выработках карьеров, класс капитальности гидроотвалов следует снижать на единицу.

2. К районам с неблагоприятными гидрометеорологическими условиями следует относить зоны с выпадением осадков более 600 мм/год и нормой годового стока более 10 л/с·км².

25.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕМКОСТИ ГИДРООТВАЛА

25.3.1. Вновь вводимое в эксплуатацию предприятие нерудных стронтельных материалов должно располагать площадками для гидроотвалов и хвостохранилищ с использованием в дальнейшем для укладки вскрыши или хвостов выработанного пространства карьера.

25.3.2. Емкость гидроотвала слагается из емкости, предназначенной для складирования породы, и объема-отстойника. В каждом гидроотвале различают начальную и общую (необходимую) емкость.

25.3.3. Общая и начальная емкости, м³, гидроотвалов II и III типов определяются по формуле

$$E_o = \beta_o V_o + V_п + V_д,$$

где V_o — объем породы в естественном состоянии (в целике, подаваемом в гидроотвал), м³;

β_o — коэффициент набухания, принимается в зависимости от породы:

песок:	
мелко- и среднезернистый	1,03
глинистый	1,05—1,10
пылеватый	1,10
супесь	1,05—1,15
суглинки	1,2—1,5
глина	1,5—2,0

Примечание. При эксплуатации гидроотвала в течение 7 лет принимаются меньшие значения коэффициентов.

$V_п$ — объем пруда-отстойника, рассчитанного как отстойник непрерывного действия, м³.

Выбор размеров отстойного пруда производится из условий осаждения в нем фракций, крупность которых может оказать вредное влияние на истирание насосов оборотной воды. Ориентировочно эта крупность принимается 0,03—0,05 мм, а размер отстойника равным 5—10-суточному объему пульпы, подаваемой в гидроотвал;

$V_д$ — дополнительная емкость, м³, необходимая главным образом для аккумуляции поверхностного стока водосбора, тяготеющего к гидроотвалу; надобность, а также размер дополнительной емкости определяются проектом.

25.3.4. Начальная емкость гидроотвалов II и III типов должна обеспечивать складирование породы не менее чем в течение одного года эксплуатации гидроотвала, I типа — в течение 2—5 лет.

25.4.1. При проектировании намыва гидроотвала необходимо исходить из следующего:

а) во всех случаях гидроотвал должен намываться от ограждающих дамб из пульпопровода, проложенного вдоль гребня дамбы;

б) при намыве следует максимально использовать возможности фракционирования грунтовых частиц, с тем чтобы крупность фракций закономерно возрастала от пруда к наружному откосу.

25.4.2. При укладке мелкозернистых грунтов намыв следует вести, как правило, слоями толщиной 0,20—0,30 м с рассредоточенной подачей пульпы; при крупнозернистых грунтах намыв можно производить сосредоточенным выпуском пульпы из торца пульпопровода. Во избежание переувлажнения уже уплотненных нижележащих слоев максимальную продолжительность непрерывного намыва слоев ограничивают временем: для глин — 18 ч, для суглинков — 24 ч. Возобновление намыва на ранее намытый слой допускается после снижения влажности грунта на пляже до 18—20% (примерно через 4—6 суток).

25.4.3. Рассредоточенная подача пульпы в гидроотвал осуществляется через отдельные отверстия-выпуски в намывном пульпопроводе; отверстия выпусков принимаются из условия пропуска 100—300 м³/ч пульпы и устраиваются как минимум через 6—12 м.

25.4.4. Способы намыва: эстакадный, низкоопорный и безэстакадный. Последний следует применять, когда складируемый в гидроотвал материал представлен среднезернистыми и крупнозернистыми песками и другими грунтами, состоящими из крупных фракций. В остальных случаях надлежит принимать низкоопорный или эстакадный. Низкоопорный применяется при высоте яруса намыва до 1,5 м, а эстакадный — когда высота яруса 2 м и выше.

При значительной высоте яруса пульпопровод может прокладываться по дамбе обвалования, а выпуск пульпы производиться через патрубки-ответвления, оборудованные специальными затворами.

25.4.5. Элементы пляжа — ширина, уклон и физико-механические свойства грунта, слагающего пляж, — надлежит принимать по гидроотвалам-аналогам, в которых способы намыва одинаковые, а складируемый грунт идентичен или близок по своим характеристикам к грунту, складируемому в проектируемый гидроотвал.

Минимальную длину пляжа намыва следует принимать из условия положения кривой депрессии

$$L_1 = H_0(m - m_0),$$

где H_0 — высота от основания гидроотвала до поверхности расчетного яруса, м;

m — отношение горизонтальной проекции кривой депрессии к напору воды в прудке;

m_0 — отношение горизонтальной проекции наружного откоса гидроотвала к его высоте:

$$m_0 = 1/I_{кр};$$

$I_{кр}$ — критический градиент фильтрации, зависящий от грунта, намытого в наружную зону гидроотвала.

25.5.6. При отсутствии аналогов на гидроотвалы высокие и средней высоты (на стадии технического проекта) и гидроотвалы низкие (вне зависимости от стадии проектирования) расчет раскладки частиц грунта при намыве и определении среднего уклона пляжа можно проводить, используя приближенные методы (приложение XX).

Ориентировочные значения среднего уклона намываемой поверхности для различных грунтов приведены в табл. 136.

Таблица 136

Ориентировочные средние уклоны намываемой поверхности

Грунт	Поверхности	
	подводные	надводные
Гравий с песком	0,70—0,50	1,00—0,70
Песок:		
крупнозернистый	0,20—0,10	0,30—0,20
среднезернистый	0,07—0,06	0,20—0,15
мелкозернистый	0,04—0,03	0,15—0,10
Супесь легкая	0,03—0,01	0,07—0,015
Глинистые грунты	<0,003	0,015—0,007

25.5. ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ ГИДРООТВАЛА

25.5.1. К основным расчетам гидроотвала относятся: расчет гидроотвала на фильтрацию, расчет устойчивости внешнего откоса гидроотвала и водохозяйственный расчет.

25.5.2. Расчеты на фильтрацию и устойчивость выполняются по указанию СНиП II-53—73 «Плотины из грунтовых материалов, нормы проектирования» и ведутся при различных уровнях воды в отстойном пруде для отдельных наиболее характерных сечений дамбы.

Нагрузки	Класс гидроотвала		
	I	II	III
Основные	1,3	1,2	1,15
Особые	1,1	1,1	1,05

Величина минимального коэффициента запаса устойчивости в зависимости от класса гидроотвала не должна быть ниже указанной.

25.5.3. Предварительное назначение уклонов внешних откосов гидроотвала следует производить по табл. 137.

Таблица 137

Уклоны внешних откосов гидроотвала

Карьерный грунт	Высота гидроотвала, м	Основание гидроотвала			
		фильтрующее		водоупорное	
		внешний откос упорной призмы	допустимая интенсивность намыва, м/мес	внешний откос упорной призмы	допустимая интенсивность намыва, м/мес
Глинистый грунт	< 10	1 : 3,0	2,5	1 : 3,5	2,0
	10—30	1 : 3,5	2,0	1 : 4,0	1,5
	> 30	1 : 4,5	1,0	1 : 4,5	1,0
Суглинок	< 10	1 : 2,5	3,0	1 : 3,0	2,5
	10—30	1 : 3,0	2,0	1 : 3,5	2,0
	> 30	1 : 4,0	1,5	1 : 4,0	1,5
Супесь	< 10	1 : 2,0	6,0—8,0	1 : 2,5	4,0—8,0
	10—30	1 : 2,5	5,0—6,0	1 : 3,0	4,0—6,0
	> 30	1 : 3,0	3,0—6,0	1 : 3,5	3,0—5,0
Пески	< 10	1 : 2,0	8,0—12,0	1 : 2,5	6,0—10,0
	10—30	1 : 2,5	8,0—10,0	1 : 3,0	5,0—8,0
	> 30	1 : 3,0	6,0—8,0	1 : 3,5	4,0—6,0

25.5.4. Водохозяйственный расчет производится по методике, приведенной в приложении XX.

25.5.5. При необходимости сбросов излишков воды из гидроотвала в естественные водоемы или когда мутность возвращаемой воды ограничивается технологией промывки материалов и требованиями к насосному оборудованию необходимо произвести расчеты по осветлению пульпы в гидроотвале или хвостохранилище.

25.5.6. При расчете осветления пульпы рекомендуется исходить из плановой картины потока; ширину потока при его изливе в гидроотвал следует принимать в соответствии с технологией намыва.

Плановое растекание потока по зеркалу гидроотвала рекомендуется принимать под углом 13° на расстоянии, равном 2/3 длины потока от места сброса до водоприемного колодца.

25.5.7. Продольный профиль потока разбивается на ряд расчетных участков, на каждом из которых определяется средняя скорость потока.

25.5.8. Глубина опускания частиц на длине расчетных участков определяется по формуле

$$\Delta h_m = V_0 \Delta L_m / V_m,$$

где Δh_m — глубина падения частиц на расчетном участке m;

ΔL_m — длина расчетного участка;

V_0 — гидравлическая крупность расчетной частицы.

Полная глубина падения частиц в отстойном пруде гидроотвала определяется по формуле

$$h = \sum_{1}^{m} \Delta h_m.$$

25.6. ДАМБЫ ГИДРООТВАЛА

25.6.1. Дамба, ограждающая гидроотвал, является одним из основных сооружений гидроотвала. Дамба первичного обвалования и дамбы наращивания входят в профиль гидроотвала.

Основные параметры и конструкции ограждающей дамбы зависят от типа, высоты и инженерно-геологической характеристики основания гидроотвала.

25.6.2. При проектировании гидроотвала первого типа, когда по тем или иным причинам намытая призма грунта при расчете устойчивости не может быть включена в поперечное сечение ограждающей дамбы, последняя проектируется как земляная плотина соответствующего класса и возводится очередями с учетом следующих требований:

высота дамбы первой очереди принимается из расчета создания емкости, обеспечивающей эксплуатацию гидроотвала в течение первых 2—5 лет;

высота дамбы второй очереди принимается из расчета создания емкости на последующие 2—5 лет эксплуатации гидроотвала и возводится за счет развития дамбы в нижний бьеф;

до возведения дамбы третьей очереди надлежит произвести исследования призмы намытого грунта вдоль всей дамбы на ширину не менее 100 м на предмет использования ее как основания для отсыпки дамб последующих очередей.

25.6.3. Повышение гребня ограждающей дамбы над статическим уровнем воды при пропуске паводка, а также над расчетной отметкой волны должно быть достаточным для недопущения перелива и переплесков воды через гребень ограждающих дамб и в зависимости от условий эксплуатации и класса дамб определяется по СНиП II-53—73.

25.6.4. Ширину гребня дамбы надлежит назначать с учетом условий строительства и эксплуатации гидроотвала, но не менее 2 м.

25.6.5. Для дамб и плотин гидроотвалов I и II класса необходимо предусматривать установку аппаратуры для наблюдений за осадкой и смещением сооружений (реперные марки), за

положением кривой депрессии (шахтные пьезометры) в теле дамбы, за уплотнением шламов в гидроотвале (телескопические пьезометры).

25.6.6. Для проведения контрольных наблюдений за дамбой гидроотвала и за технологией намыва плотины должна быть предусмотрена специальная лаборатория с необходимым штатом и оборудованием.

25.6.7. Состав контрольной аппаратуры и необходимость организации лаборатории определяются проектом.

25.7. ОТВОД ОСВЕТЛЕННОЙ ВОДЫ

25.7.1. Осветленная в пруде-отстойнике вода отводится за пределы гидроотвала либо самотеком через водосбросные колодцы, либо откачкой плавучими насосными станциями. Способ отвода осветленной воды в каждом конкретном случае решается в увязке с проектом производственного водоснабжения.

25.7.2. При проектировании водосбросных колодцев следует принимать:

а) забор осветленной воды — из зоны чистой воды отстойного пруда;

б) использование водосбросных колодцев для отвода осветленной воды, а также для пропуска паводковых вод и снижения уровня воды в отстойном пруде;

в) типы водосбросных шандорных колодцев: первый — деревянный водосбросный колодец высотой до 6 м и второй — водосбросный колодец с вертикальной трубой (стояком) высотой до 30 м. Водоотводные трубы колодцев, как правило, собираются из стальных толстостенных труб на электросварке.

25.7.3. При отводе осветленной воды с помощью насосных станций следует иметь в виду:

а) плавучие насосные станции целесообразно применять, когда для установок гидромеханизации требуется средне- и высоконапорная вода;

б) плавучие насосные станции располагаются у естественного борта пруда-отстойника, и только при четырехстороннем обваловании гидроотвала насосную располагают в центре пруда.

25.7.4. Графики для расчета водосбросных колодцев и труб приводятся в приложении XX.

25.8. ПРОПУСК ПАВОДКОВЫХ ВОД

25.8.1. Для пропуска паводковых вод с водосборной площади гидроотвала должны быть предусмотрены водосбросные сооружения.

25.8.2. В гидроотвалах с четырехсторонним обвалованием, в которых водосборная площадь равна площади гидроотвала, специальных водосбросных сооружений не предусматривается,

а пропуск излишков воды (в период затяжных дождей и снеготаяния) осуществляется через устройства, предназначенные для отвода осветленной воды.

25.8.3. В гидроотвалах с трехсторонним, а также с односторонним обвалованием, в которые поступает поверхностный сток с водосборной площади, надлежит предусматривать водосбросные сооружения и устройства, определяемые проектом. Вероятность повторения максимальных расчетных расходов воды для постоянных сооружений незарегулированного водотока должна устанавливаться согласно СНиПу.

25.8.4. В случаях, когда сток с водосборной площади гидроотвала не используется для производственного водоснабжения, гидроотвалы ограждаются системой нагорных и руслоотводящих каналов.

25.9. ОТВАЛЬНЫЕ ПУЛЬПОПРОВОДЫ

25.9.1. При безэстакадном (торцевом) намыве пульпопровод прокладывается по намытому грунту и собирается из труб длиной 6 м на быстроразъемных раструбных соединениях.

25.9.2. При эстакадно-торцевом намыве пульпопровод прокладывается по инвентарным опорам высотой до 1,5 м и собирается из стальных труб на быстроразъемных соединениях.

25.9.3. При эстакадном намыве из рассредоточенных выпусков пульпопровод прокладывается по деревянным эстакадам высотой 2 м и более, собирается из стальных труб на быстроразъемных соединениях.

25.9.4. При эстакадном намыве шаг опор под намывной пульпопровод в зависимости от длины звена — 2 и 4 м, при длине звена более 6 м — 4 м.

25.9.5. При высоте эстакад 2 м и выше пульпа из выпусков принимается на переносные лотки, по которым подается к основанию откоса дамбы обвалования, для обслуживания намывного пульпопровода, уложенного на эстакаду высотой 2 м и более, предусматривается устройство трапов с перилами.

Глава 26. ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ

26.1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ

26.1.1. При проектировании производственного водоснабжения предприятий нерудных строительных материалов надлежит руководствоваться главами СНиП II-31—74 «Водоснабжение. Наружные сети и сооружения» и СНиП II-Г.1—70 «Внутренний водопровод зданий. Нормы проектирования».

26.1.2. Производственное водоснабжение следует проектировать оборотным: вода после осветления в отстойниках возвра-

щается для повторного использования; вода из водоисточника подается только на компенсацию потерь, связанных с кругооборотом. Применение прямоточной системы водоснабжения допускается как исключение при соответствующем технико-экономическом обосновании и согласовании с органами Государственного санитарного надзора.

26.1.3. По категории надежности подачи воды производственное водоснабжение относится ко II категории по классификации СНиП II-31—74. Насосные станции следует проектировать по II категории надежности действия (СНиП II-31—74)

Проектирование насосных установок III класса надежности допускается лишь при соответствующем обосновании.

26.1.4. В качестве источников водоснабжения используются поверхностные воды рек, озер, водохранилищ. Подземные воды могут быть использованы для производственного водоснабжения лишь при соответствующем обосновании и с разрешения органов по охране водных ресурсов.

26.1.5. Расчетную обеспеченность минимальных расходов следует принимать 95%.

26.1.6. Расчетный расход воды для оборотного водоснабжения определяется на основании расчета баланса воды в отстойнике (приложение XX).

Необходимый расход свежей воды для подпитки системы при оборотном водоснабжении определяется суммой потерь воды на испарение, фильтрацию, насыщение пор грунта, увлажнение материала и пр., но не должен превышать минимальных расходов водоисточника расчетной обеспеченности с учетом технической возможности забора воды.

26.1.7. Выбор схем повторного использовании производственной воды (водооборота) должен производиться на основании расчетов водопользования с учетом объема подпитки хвостохранилищ.

26.2. НАСОСНЫЕ СТАНЦИИ

26.2.1. Для перекачки оборотной воды на завод или к установкам гидромеханизации применяются стационарные, передвижные и плавучие насосные станции.

26.2.2. Конструктивные решения насосных станций оборотного водоснабжения следует принимать по типовым проектам, отвечающим заданным параметрам и местным условиям, или по индивидуальным проектам с соблюдением требований СНиПа.

26.2.3. Допускается обеспечение пожаротушения предприятия проектировать от насосов производственного водоснабжения. При этом следует учитывать требования СНиП II-31—74 к противопожарному водоснабжению.

26.2.4. В насосных станциях предусматриваются резервные агрегаты в соответствии со СНиП II-31—74. При перекачке вод

с абразивными примесями следует предусматривать резервные агрегаты в соответствии со СНиП II-32—74 «Канализация. Наружные сети и сооружения».

26.3. ВОДОВОДЫ

26.3.1. Материал труб водоводов: чугун, асбоцемент, железобетон и т. п. Применение стальных труб допускается при соответствующем обосновании.

26.3.2. Глубину заложения трубопроводов назначают исходя из глубины промерзания. Допускается прокладка трубопроводов в зоне промерзания при соответствующем обосновании теплотехническими расчетами.

Наземная прокладка водоводов допускается: а) при сезонной работе предприятия; б) в суровых климатических условиях — при выполнении мероприятий и требований, предъявляемых к трубопроводам, прокладываемым в районах Крайнего Севера.

26.3.3. Количество линий водоводов определяется технико-экономическими показателями проектируемого водоснабжения предприятий.

26.4. ОТСТОЙНИКИ

26.4.1. Отстойник — комплекс сооружений для осветления вод, загрязненных взвешенными частицами грунта (после перерабатывающих заводов, намыва гидроотвалов, хвостохранилищ, складов), отвода осветленных вод в выработанное пространство карьера, водоем и подачи на завод или к установкам гидромеханизации.

26.4.2. Отстойники размещаются в гидроотвалах и хвостохранилищах, выработанных пространствах карьеров, в балках, оврагах и других местах, малопригодных для сельскохозяйственных целей.

26.4.3. В зависимости от наличия или отсутствия необходимости перерыва в действии камер отстойников последние делятся на отстойники непрерывного и периодического действия.

26.4.4. Требования, предъявляемые к качеству воды, подаваемой на производственные нужды, определяются на основании технологических требований к конечной продукции предприятия и паспортных данных устанавливаемого оборудования.

26.4.5. Размеры отстойников определяются по формулам приложения XXI.

При оборотной системе водоснабжения выбор размеров отстойного пруда производится из условий осаждения в нем фракций, крупность которых может оказать вредное влияние на истирание насосов оборотной воды. Ориентировочно эта крупность принимается 0,03—0,05 мм.

Таблица 138

Допустимое количество взвешенных веществ в воде, подаваемой на производственные нужды предприятий, и рекомендации по дальнейшему ее использованию

Наименование производственного процесса	Максимальное содержание взвешенных веществ, мг/л	Дальнейшее использование воды	Примечания
1. Аспирация 2. Промывка щебня на грохотах 3. Ополаскивание щебня на грохотах 4. Смыв желобов грохотов 5. Взмучивание осадка в зумпфах 6. Смыв конвейерных лент 7. Гидроклассификация 8. Гидрозатворы дробилок	2000	Сброс в оборотную систему Осветление в хвостохранилище с последующим использованием	При условии отсутствия твердых частиц размером более 50 мк
9. Гидроуплотнение насосов 10. Мокрая уборка помещений	300	По пп. 9, 11 и 12 потери безвозвратные	При условии отсутствия твердых частиц размером более 50 мк
11. Увлажнение материала через форсунки и отверстия диаметром 3 мм 12. Полив территории через форсунки и отверстия диаметром 3 мм		По пп 9 и 10 подпитка хвостохранилища	

Продолжение табл. 138

Наименование производственного процесса	Максимальное содержание взвешенных веществ, мг/л	Дальнейшее использование воды	Примечания
13. Увлажнение материала через форсунки и отверстия диаметром 3 мм 14. Полив территории через форсунки и отверстия диаметром 3 мм Охлаждение: 15. маслосистем 16. смазочных установок 17. компрессоров 18. дымососов 19. подшипников насосов и корытных моек	50	По пп. 11 и 12 потери безвозвратные По пп. 15—19 может быть: а) собственная система оборотного водоснабжения; б) подпитка хвостохранилища; в) последующее использование на производственные нужды разделов I, II (кроме п. 9), пп. 13, 14	При условии отсутствия твердых частиц размером более 50 мк
20. Наружная мойка грузовых автомобилей, тракторов, бульдозеров и передвижных агрегатов	100	По п. 20 может быть: а) собственная оборотная система с очисткой; б) после очистки от нефтепродуктов — на подпитку хвостохранилища	При условии отсутствия в воде твердых частиц
21. Химводоочистка котельных 22. Подпитка оборотной системы мойки деталей 23. Исполнительные механизмы	8 (СН 356—66, ГОСТ 2874—73 «Вода питьевая»	По пп. 21, 23 может быть: а) подпитка хвостохранилищ; б) собственная оборотная система с очисткой; в) последующее использование с очисткой для всех потребителей	При условии отсутствия в воде твердых частиц
24. Сбросы в барботажный колодец	300	На нужды разделов I и II, кроме п. 9	При условии отсутствия в воде твердых частиц

Мутность оборотной воды, используемой в технологическом процессе, должна быть не более 2 г/л.

При прямоточной системе водоснабжения размеры отстойника лимитируются требованиями правил охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами (372—61) и методическими указаниями по применению этих правил (406—62).

26.4.6. Требования к качеству воды по взвешенным веществам и рекомендации по дальнейшему ее использованию сведены в табл. 138.

По химическому составу производственная вода должна быть неагрессивна по отношению к материалу труб и установленному оборудованию.

26.4.7. В стесненных естественных условиях при невозможности создать отстойник нужной длины с естественным отстаиванием для интенсификации процесса осветления воды применяются коагулянты или флокулянты.

Наиболее эффективным флокулянтом является 0,1%-ный раствор полиакриламида (ПАА). Ориентировочное количество ПАА, потребное для осаждения 1 м³ частиц диаметром 0,05 мм и менее, составляет 11 г 100%-ной концентрации. Рекомендуется максимально приближать место введения раствора ПАА в пульповод к месту выпуска гидросмеси. Оптимально это расстояние должно составлять 120—160 м.

26.4.8. Для очистки отстойников должны быть предусмотрены устройства для механизированного или гидравлического удаления осадка.

26.4.9. При проектировании отстойников следует учитывать необходимость отвода паводковых вод (см. 25.8).

26.4.10. Отвод осветленной воды из отстойника осуществляется аналогично отводу воды из гидроотвала (см. 25.7).

26.4.11. Нормативы по расчету отстойников приводятся в приложении XXI.

Глава 27. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ ГРАВИЙНО-ПЕСЧАНЫЕ И ПЕСЧАНЫЕ ЗАВОДЫ

27.1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ

27.1.1. Гравийно-песчаные и песчаные заводы классифицируются в зависимости от содержания гравия крупнее 5 мм в исходной горной массе на следующие типы:

Тип I. Песчаные заводы, перерабатывающие исходную горную массу с содержанием гравия до 5% и выпускающие природный песок, природный фракционированный и обогащенный песок (или песок повышенного модуля крупности) и гравий +5 мм.

Тип II. Гравийно-песчаные заводы, перерабатывающие исходную горную массу с содержанием гравия от 5 до 40%; заводы этого типа подразделяются на две группы, предназначенные соответственно для переработки горной массы с содержанием гравия 5—20 и 20—40%.

Предприятия первой группы выпускают природный обогащенный (или повышенного модуля крупности) и природный фракционированный песок, гравий фракций 5—20, 20—40 и +40 мм. Предприятия второй группы выпускают природный обогащенный (или повышенного модуля крупности) и природный фракционированный песок, гравий фракций 5—10 и 10—20 мм, щебень фракций 5—10 и 10—20 мм.

Тип III. Гравийно-песчаные заводы для переработки исходной горной массы с содержанием гравия более 40% (обычно 40—60%), выпускающие гравий фракций 5—10 и 10—20 мм, щебень фракций 5—10 и 10—20 мм, природный песок, природный обогащенный (или повышенного модуля крупности) и фракционированный песок.

27.1.2. При наличии в исходной песчано-гравийной массе прослоек глины, древесины и других вредных примесей технологические схемы должны предусматривать специальные методы обогащения.

27.1.3. Принципиальные технологические схемы гидромеханизированных гравийно-песчаных и песчаных заводов приведены в приложении XXII.

27.1.4. При расчете технологического оборудования необходимо вводить коэффициент, учитывающий неравномерность подачи исходной горной массы и колебания гранулометрического состава. Для гидромеханизированных предприятий этот коэффициент принят 1,5—2,5 для оборудования, работающего непосредственно от землесосного снаряда, и 1,1—1,25 для оборудования, работающего после промежуточного склада (принятый коэффициент должен быть обоснован проектом).

27.2. СКЛАДЫ. ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ АППАРАТЫ

27.2.1. Выбор типа склада песка (намывной или образуемый кочвейерами) зависит от назначения песка и требований, предъявляемых к его качеству. Намывные склады рекомендуется применять при получении песка для производства силикатного кирпича и песка для строительных растворов при соответствующей организации работ по намыву, обеспечивающей технические требования на эти пески. Во всех остальных случаях следует применять хребтовые склады, образуемые конвейерами.

27.2.2. При проектировании складов песка, гравия и щебня, образуемых конвейерами, рекомендуются следующие их типы:

а) открытый склад конусного типа;

б) открытый штабельный склад, образуемый передвигающимся штабелеукладчиком ШУПГМ-3;

в) открытый штабельно-кольцевой склад, образуемый радиально-передвигающимся консольно-поворотным конвейером и отвалообразователем.

Нормы для проектирования этих складов см. главу 14 (14.7—14.10).

Геометрические размеры складов различной формы приведены в приложении XXIV.

27.2.3. При проектировании намывных складов рекомендуется:

принимать не менее трех карт на каждую фракцию (в намыве, в отстое, в подготовке к намыву);

размер карты намыва в плане принимать 50×60 и 100×120 м при высоте намыва от 6 до 10 м;

для обезвоживания песка и отвода воды с карт намыва применять трубчатый дренаж, располагаемый вдоль карты намыва у наружного откоса;

расстояние между осью дренажной трубы и нижней бровкой карты принимать 3 м.

При наличии дренирующего основания применение дренажа необязательно.

27.2.4. Области применения гидравлических аппаратов для классификации, сгущения и обезвоживания:

Конический грохот	Предварительное разделение песчано-гравийной массы по $d_{гр} = 5$ мм при напорном гидротранспорте со скоростью на входе не менее 3 м/с; отделение гравия от товарного песка
Гидроклассификаторы:	
ГКД-2ВНИИГС	Классификация песчано-гравийной массы и песка на две фракции по граничным зернам от 0,5 до 5 (3) мм. Подача исходной пульпы производится в центр приемо-разделительной камеры снизу
института ВНИИстройдормаш	Классификация песка на классы и выпуск шихтованного песка заданного модуля крупности. Выгрузка готового продукта автоматизирована. Расход воды на классификацию 3,5—5 м³ на 1 т. Соотношение твердого и жидкого в исходной пульпе (Т : Ж) рекомендуется 1 : 1
типа ГКХ института ВНИИжелезобетон	Классификация песка на два класса по граничным зернам от 0,14 до 2 мм. Подача исходной пульпы производится в центр приеморазделительной камеры сверху. Разгрузка крупного продукта регулируется автоматически при влажности 24—30%
института ВНИИнеруд	Выделение гравия по $d_{гр} = 5$ мм (3 мм) из песчано-гравийной смеси, поступающей от землесосного снаряда. Разгрузка гравия в аппарате регулируется

Продолжение

Дуговой грохот	Сгущение песчаной пульпы
Гидроциклон	Сгущение песчаной пульпы и удаление из песка частиц до 0,3 мм
Сгуститель (напорный)	Сгущение пульпы на напорной линии трубопроводов, подающих песчано-гравийную массу от землесосных снарядов и землесосных установок на гравийно-песчаный завод
Сгустительная воронка	Сгущение песчаной пульпы, поступающей по безнапорным трубопроводам, перед подачей в зумпф землесосной станции или в обезвоживающие аппараты
Спиральный классификатор	Обезвоживание песка, дешламация, промывка и классификация по $d_{гр} = 0{,}15 \div 0{,}3$ мм. В нерудной промышленности применяются с непогруженной спиралью. Влажность песка после обезвоживания 15—25%
Лотковый виброобезвоживатель на базе вибропитателя, разработанный институтом ВНИИстромсырье	Обезвоживание песка. Влажность исходного продукта должна быть не более 35—40%; влажность обезвоженного продукта 12—16%. Рекомендуется применять после гидравлических классификаторов, гидроциклонов и сгустительных аппаратов
Гидроциклон с тангенциальным выпуском сгущенной гидросмеси типа ГЦТ института ВНИИнеруд	Сгущение пульпы и обогащение песчаной и песчано-гравийной смеси, является напорным аппаратом. Рекомендуется устанавливать непосредственно от земснаряда перед гидроклассификаторами, а также в технологических линиях перед вибро- и гидрогрохотами

Глава 28. НОРМЫ РАСХОДА ЗАПАСНЫХ ЧАСТЕЙ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ЭКСПЛУАТАЦИЮ И РЕМОНТ ОБОРУДОВАНИЯ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

28.1. ГРУНТОВЫЕ НАСОСЫ

28.1.1. Нормы расхода запасных частей на эксплуатацию для грунтовых насосов приведены в табл. 139.

28.1.2. Нормы расхода сменных деталей на ремонт грунтовых насосов и поправочные коэффициенты к сроку службы подшипников грунтовых насосов даны в табл. 140 и 141.

Таблица 139

Нормы расхода деталей (запасных частей) на эксплуатацию грунтовых насосов, шт., на 1 млн. м³ грунта

Наименование деталей	Наименование грунтов		
	песчаные (I, II и III группы); глинистые (IV, V и VI группы) с содержанием гравия до 10%	песчано-гравийные (IV, V и VI группы) с содержанием гравия от 10 до 40%	гравелистые с содержанием гравия более 40%
Грунтовые насосы Q = 700÷850 м³/ч			
Колесо рабочее	20	28	60
Корпус (или корпус внутренний — броневкладыш)	12	20	40
Диск защитный:			
всасывающей стороны	22	30	40
напорной стороны	16	20	30
Кольцо:			
установочное	18	24	32
уплотнительное	18	24	32
Крышка:			
всасывающей стороны	7	16	20
напорной стороны	4	8	10
Кольцо сальника	3	5	8
Грунтовые насосы Q = 1300÷1500 м³/ч			
Колесо рабочее	7	10	22
Корпус (или корпус внутренний — броневкладыш)	5	7	14
Диск защитный:			
всасывающей стороны	8	11	20
напорной стороны	6	8	12
Кольцо:			
установочное	7	11	20
уплотнительное	7	11	20
Крышка:			
всасывающей стороны	5	8	16
напорной стороны	2	4	8
Кольцо сальника	1.8	3	6
Грунтовые насосы Q = 1900÷2200 м³/ч			
Колесо рабочее	6	8	20
Корпус (или корпус внутренний — броневкладыш)	4	6	12
Диск защитный:			
всасывающей стороны	7	9	18
напорной стороны	4	6	11
Кольцо:			
установочное	7	9	18
уплотнительное	7	9	18

Наименование деталей	Наименование грунтов		
	песчаные (I, II и III группы); глинистые (IV, V и VI группы) с содержанием гравия до 10%	песчано-гравийные (IV, V и VI группы) с содержанием гравия от 10 до 40%	гравелистые с содержанием гравия более 40%
Крышка:			
всасывающей стороны	3	4	10
напорной стороны	1	2	6
Кольцо сальника	1,6	2,4	3
Грунтовые насосы $Q = 4000 \div 4500$ м³/ч			
Колесо рабочее	3	6	13
Корпус (или корпус внутренний — броневкладыш)	1,5	2,5	9
Диск защитный:			
всасывающей стороны	3	4	10
напорной стороны	2	3	6
Кольцо:			
установочное	3	6	14
уплотнительное	3	6	14
Крышка:			
всасывающей стороны	2	4	8
напорной стороны	0,5	1	2
Кольцо сальника	0,9	1,4	2,7

Примечание. Расход деталей указан из расчета проведения двух реставраций наношенных деталей. Для случаев, когда реставрации проводятся более или менее двух раз или детали совсем не реставрируются, а также когда детали выполняются из износостойких материалов, к нормам расхода деталей, указанным в таблице, применяются поправочные коэффициенты:

при замене наношенных деталей новыми	$K = 2,7$
» одной реставрации деталей	$K = 1,45$
» трех реставрациях деталей (деталь используется четыре раза)	$K = 0,77$
при применении износостойких материалов (например, стали марки 40ХГСНЛ и др.)	$K = 0,7$

Таблица 140

Нормы расхода сменных деталей на ремонт грунтовых насосов *

Наименование деталей	Срок службы деталей, ч		Нормы расхода деталей на 1000 ч работы машины, шт.
	до ремонта	до окончательной выбраковки	
Грунтовые насосы $Q = 700 \div 850$ м³/ч			
Вал рабочего колеса	7550	7550	0,13
Вкладыши подшипников скольжения	2500	10000	0,10
Радиальные роликовые подшипники ***	3000	3000	0,66
Шариковый упорный подшипник	3000	3000	0,33

* Нормы расхода сменных деталей определены из условия их службы до окончательной выбраковки по формуле

$$H_{рас} = 1000n/T_в,$$

где n — количество деталей в машине;

$T_в$ — срок службы детали до ее выбраковки, ч.

Продолжение табл. 140

Наименование деталей	Срок службы деталей, ч		Нормы расхода деталей на 1000 ч работы машины, шт.
	до ремонта	до окончательной выбраковки	
Грунтовые насосы Q=1300÷1500 м³/ч			
Вал рабочего колеса	8 400	8 400	0,12
Радиальные роликовые подшипники ***	10 000	10 000	0,20
Шариковый упорный подшипник	4 500	4 500	0,22
Грунтовые насосы Q=1900÷22 000 м³/ч			
Вал рабочего колеса	10 000	10 000	0,10
Вкладыши подшипников скольжения ***	2 500	10 000	0,20
Радиальные роликовые подшипники ***	45 000 **	45 000 **	0,04
Шариковый упорный и радиально-упорный подшипник	9 000 **	9 000 **	0,11
Грунтовые насосы Q=400÷4500 м³/ч			
Вал рабочего колеса	12 000	12 000	0,08
Вкладыши подшипников скольжения ***	2 500	10 000	0,20
Роликовые радиальные подшипники ***	30 000 **	30 000 **	0,07
Шариковый и роликовый упорные и радиально-упорные подшипники	3 300 **	3 300 **	0,3

** Срок службы этих подшипников принят по последним образцам насосов типов 16 ГрУЛ-8У, 16 ГрУТ-8М, 20 ГрУТ-8М и 3ГМ-3М. Для других типов насосов и землесосов к срокам службы деталей следует применять поправочные коэффициенты, указанные в табл. 141

*** 2 шт. на машину.

Таблица 141

Поправочные коэффициенты к сроку службы подшипников грунтовых насосов

Марка грунтового насоса (землесоса)	Тип подшипников	
	радиальные	упорные и радиально-упорные
3ГМ-1-35 ОА; 16ГрУЛ-8; 16ГрУТ-8	0,25	0,1
3ГМ-2М; 16Р-9	0,25	0,1
12НЗУ-М	—	0,1
20ГрТ-8	0,35	0,25
20Р-11; 20Р-11М	—	0,3

28.2. ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ НАСОСЫ

28.2.1. Нормы расхода сменных деталей на ремонт центробежных насосов приведены в табл. 142.

Таблица 142

Нормы расхода сменных деталей на ремонт центробежных насосов

Наименование детали	Количество деталей на машину	Срок службы детали, ч				Норма расхода деталей на 1000 ч работы машины, шт.	
		при работе на чистой воде		при работе на оборотной воде			
		до ремонта	до окончательной выбраковки	до ремонта	до окончательной выбраковки	при работе на чистой воде	при работе на оборотной воде
Насосы Q = 700 ÷ 1200 м³/ч							
Рабочее колесо	1	4 800	4 800	2 400	2 400	0,2	0,4
Втулка защитная	2	4 800	4 800	2 400	2 400	0,4	0,8
Кольцо:							
уплотняющее	2	4 800	4 800	2 400	2 400	0,4	0,8
сальника	2	9 600	9 600	4 800	4 800	0,2	0,4
Грундбукса	2	9 600	9 600	4 800	4 800	0,2	0,4
Шарикоподшипник	2	9 000	9 000	9 000	9 000	0,22	0,22
Вал	1	10 000	10 000	10 000	10 000	0,1	0,1
Насосы Q = 1200 ÷ 2300 м³/ч							
Рабочее колесо	1	6 000	6 000	3 000	3 000	0,17	0,33
Втулка защитная	2	6 000	6 000	3 000	3 000	0,33	0,67
Кольцо:							
уплотняющее	2	6 000	6 000	3 000	3 000	0,33	0,67
сальника	2	10 000	10 000	5 000	5 000	0,2	0,4
Грундбукса	2	10 000	10 000	5 000	5 000	0,2	0,4
Шарикоподшипник	2	10 000	10 000	10 000	10 000	0,2	0,2
Вал	1	10 000	10 000	10 000	10 000	0,1	0,1

28.3.1. Нормы расхода материалов на 1 млн. м³ грунта, разрабатываемого плавучими землесосными снарядами, приведены в табл. 143 и 144.

Таблица 143

Расход материалов на 1 млн. м³ грунта, разрабатываемого плавучими землесосными снарядами (на один условный землесосный снаряд с плавучим пульпопроводом)

Наименование материалов	Единица измерения	Группа грунтов		
		I—III	IV—V	VI
Металлы черные				
Всего	кг	8790	15 415	21 280
В том числе:				
балки и швеллеры	»	330	575	795
сталь:				
крупносортовая	»	710	1 245	1 720
толстолистовая от 4 мм и выше	»	6775	11 885	16 410
Трубы				
Трубы пульпопровода на землесосном снаряде	»	960	1 680	2 320
Трубы плавучего пульпопровода	»	1800	3 155	4 360
Металлоизделия				
Болты, гайки и прочие метизы	»	295	515	710
Электроды типа Э-42 (качественные)	»	190	330	460
Пиломатериалы				
Всего	м³	6	9	12
Лакокрасочные материалы				
Всего	кг	1180	2070	2860
Стальные канаты				
Всего	»	1370	2395	3310
Кабельные изделия				
Кабель шланговый:				
ГТШ	м	190	335	460
КРПТ	»	75	130	180
Кабель сварочный ПРГД	»	45	85	115
Горюче-смазочные материалы				
Масло:				
индустриальное 20	кг	180	315	430
трансмиссионное автотракторное	»	480	840	1160
трансформаторное	»	340	595	820
Ус-2 (солидол Л)	»	500	875	1210
Канатная мазь ИК	»	180	315	440
Керосин	»	25	50	65
Обтирочные материалы	»	220	385	535

Примечания. 1. Условный землесосный снаряд со средней подачей 2000 м³/ч соответствует снарядам типов 100-40К, 200-50, ЗГМ-1-350А, 12А-4.

2. Для снарядов иных типов, с другими средними подачами по воде, применяются поправочные коэффициенты, указанные в табл. 144.

Таблица 144

Поправочные коэффициенты к таблице 143

Наименование материалов	Подача, м³/ч		
	800	1400	4000
Металлы	0,64	0,8	1,6
Трубы	0,88	0,93	1,2
Металловзделия	0,72	0,84	1,5
Пиломатериалы	0,72	0,84	1,5
Лакокрасочные материалы	0,72	0,84	1,5
Стальные канаты	0,78	0,85	1,4
Кабельные изделия	0,88	0,93	1,2
Горюче-смазочные материалы	0,78	0,85	1,4

Примечание. Землесосные снаряды с подачей 800 м³/ч соответствуют снарядам типов 8ПЗУ-3М, 10Гру-8; 1400 м³/ч — типам 12А-5, 12А-5М, 12А-6Д; 4000 м³/ч — типам 300-40М, 350-50Л.

28.4. ПУЛЬПОПРОВОДЫ И ВОДОПРОВОДЫ

28.4.1. Срок службы стальных труб пульпопроводов и водопроводов (без поворачивания труб в процессе эксплуатации) определяется по формуле

$$T = (\delta - \delta_{мин})/(0{,}01\,\delta a),$$

где δ — толщина стенки трубопровода, мм;

$\delta_{мин}$ — минимально допустимая толщина стенки трубопровода, мм;

a — ежегодный износ трубопровода, % (табл. 145).

Таблица 145

Ежегодный износ трубопроводов a, %

Характеристика транспортируемого материала	Толщина стенки δ, мм								
	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Вода чистая и оборотная	14,0	11,1	9,3	7,9	6,9	6,7	6,4	5,8	5,3
Глинистые и илистые грунты	16,8	13,4	11,2	9,5	8,4	8,1	8,0	7,3	6,7
Песчаные грунты	24,0	19,2	16,0	13,7	12,0	11,6	10,7	9,7	8,9
Песчано-гравийные грунты с содержанием гравия до 25%	32,5	25,9	21,6	18,5	16,2	16,1	16,0	14,5	13,3
То же, с содержанием гравия до 40% и абразивные хвосты обогатительных фабрик	42,0	33,6	28,0	24,0	21,0	20,0	19,2	17,4	16,0
То же, с содержанием гравия более 40%	84,0	67,0	56,0	48,0	42,0	38,0	32,0	29,1	27,0

Минимально допустимая толщина стенки трубы $\delta_{мин}$ принята равной:

Условный диаметр трубы $Д_у$, мм	300	350	400	450	500	600
Значение $\delta_{мин}$, мм	2,5	3,0	3,5	3,5	4,0	5,0

Толщина стенок трубопроводов принимается в зависимости от характеристики транспортируемого материала и условий эксплуатации труб:

Условный диаметр трубы $Д_у$, мм	300	350	400	450	500	600
Значение δ, мм	6—12	9—12	7—12	7—12	7—12	7—12

28.4.2. При работе трубопровода с поворотом труб в процессе эксплуатации к срокам службы труб, определенным по приведенной формуле, применять поправочный коэффициент, равный 2.

Глава 29. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ И ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОМЫШЛЕННО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА

29.1. УСЛОВИЯ, ПРИНЯТЫЕ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ОСНОВНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И ЧИСЛЕННОСТИ ПРОМЫШЛЕННО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА

29.1.1. Технология песчано-гравийных заводов с содержанием гравийно-валунного материала в пределах 30%:

загрязненность горной массы легко- и среднепромывистыми включениями глины и ила — до 10%;

выход товарной продукции из 1 т исходной горной массы — 0,88;

состав товарной продукции:

гравий фракционированный двух фракций — 14—18%;

в том числе гравий мелких фракций 5—10 и 10—20 мм — 100%;

щебень фракционированный двух фракций — 10—14%;

в том числе щебень мелких фракций 5—10 и 10—20 мм — 100%;

песок фракционированный двух фракций, обогащенный и природный — 68—76%;

объем мытой продукции из общего выпуска — 100%.

29.1.2. Технология песчаных заводов с содержанием гравия до 5%:

загрязненность горной массы легко- и среднепромывистыми включениями глины и ила — до 10%;

выход товарной продукции из 1 т исходной горной массы — 0,86;

состав товарной продукции:

гравий фракции +5 мм — 3%;

песок фракционированный двух фракций, обогащенный, природный — 97%;

объем мытой продукции из общего выпуска — 100%.

29.1.3. Горные работы:

коэффициент вскрыши — 0,3;

группа грунта:

вскрышных пород — I—III,

полезного ископаемого — V;

способ разработки вскрыши — экскаваторный;

способ разработки полезного ископаемого — гидромеханизированный с применением земснарядов.

29.1.4. Технологический транспорт:

транспортировка пород вскрыши в отвал — автомобильный (предприятия);

вид транспорта горной массы полезного ископаемого — гидротранспорт без станции перекачки.

29.1.5. Хозяйственный транспорт предприятия.

29.1.6. Транспортные коммуникации:

протяженность автодорог, км:

карьер — отвал вскрышных пород — 1,5;

промплощадка — внешняя автодорога — 3;

протяженность железнодорожных путей, км:

подъездной путь, обслуживаемый МПС:

для песчано-гравийных заводов — 2,5—3;

для песчаных — 2,5—3;

пути на промплощадке, обслуживаемые силами предприятия:

для песчано-гравийных заводов — 3—4;

для песчаных — 2—4.

29.1.7. Протяженность инженерных коммуникаций, км:

пульпопроводы:

для песчано-гравийных заводов — 1,2—2;

для песчаных — 1,2—2;

водоводы:

для песчано-гравийных заводов — 1,5—2;

для песчаных — 1,5—2;

водопровод (питьевое водоснабжение):

для песчано-гравийных заводов — 4—6;

для песчаных — 1,8—6;

внутриплощадочные сети теплофикации:

для песчано-гравийных заводов — 1,7;

для песчаных — 1,2—1,7;

внешние сети канализации:

для песчано-гравийных заводов — 2;

для песчаных — 1,2—2;

воздушные линии электропередачи 6—10 кВ — 8.

29.1.8. Отопительная котельная на мазуте.

29.1.9. Режим работы предприятия:

основных производственных цехов (добыча и обогащение полезного ископаемого, котельная, отгрузка и транспорт готовой продукции) — непрерывная неделя;

подсобно-вспомогательных подразделений и служб, вскрыша — прерывная неделя;

количество рабочих дней в году:

удаление вскрышных пород — 150;

добыча и обогащение полезного ископаемого — 180;

вспомогательное производство — 260;

отгрузка и транспорт готовой продукции — 365;

количество смен в сутки:

удаление вскрышных пород — 2;

добыча и обогащение полезного ископаемого — 3;

вспомогательное производство — 1—3;

отгрузка и транспорт готовой продукции — 3;

протяженность рабочего дня — 8 ч.

29.1.10. Явочная численность основных производственных рабочих устанавливается исходя из следующих факторов: принятого режима работы, расстановки рабочих по местам и принятых технических решений.

При этом принимается во внимание максимальное использование времени, совмещение профессий, взаимозаменяемость рабочих, компоновка оборудования в производственных корпусах.

Численность рабочих, занятых на выполнении ремонта, определена исходя из программы и трудоемкости работ и годового эффективного времени одного рабочего.

При определении численности ремонтников предусматривалось, что в ремонтах землесосных снарядов участвуют рабочие их команд.

В зимний период, когда основные производственные цехи не функционируют, рабочие этих цехов используются на ремонтных и вспомогательных операциях.

Явочная численность рабочих определена исходя из норм по обслуживанию, приведенных в данном пособии, и материалов по обследованию предприятий.

Для перехода от явочной численности рабочих к списочной пользуются коэффициентами списочного состава, значения которых определяются отношением номинального фонда к эффективному фонду рабочего времени. Для гидромеханизированных предприятий применяются следующие коэффициенты списочного состава:

при круглогодовом режиме работ с прерывной неделей — 1,12, с непрерывной — 1,57;

при сезонной работе с прерывной неделей — 1,04, с непрерывной — 1,44.

29.1.11. Численность промышленно-производственного персонала определена для двух вариантов обеспечения предприятий нерудных строительных материалов услугами специализированных организаций.

I вариант — обслуживание подъездного железнодорожного пути; работы по подаче порожняка и вывозке груженых железнодорожных составов предусмотрены силами МПС.

II вариант — выполнение силами специализированных организаций услуг, перечисленных в варианте I, а также осуществление подрядным способом технологических и хозяйственных автомобильных перевозок и проведение всех видов ремонтов оборудования в ремонтных цехах соседних предприятий.

29.2. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

29.2.1. Основные технико-экономические показатели определены применительно к условиям I территориального пояса и II климатического района и приведены в табл. 146.

Таблица 146

Основные технико-экономические показатели (по I варианту)

Наименование показателей	Единица измерения	Мощность предприятий, тыс. м³ в год			
		песчано-гравийные		песчаные	
		600	1200	600	1200
Материалоемкость на 1 м³ продукции	руб.	0,44	0,38	0,25	0,21
Электроемкость на 1 м³ продукции . .	кВт-ч	16	14	8	7
Себестоимость 1 м³ (средняя) . . .	руб. коп.	2,0	1,5	1,6	1,2
В том числе:					
щебень	» »	2,4	1,8	—	—
гравий	» »	2,1	1,6	1,5	1,1
песок	» »	1,9	1,4	1,6	1,2
Годовая производительность труда одного работающего	тыс. руб.	5,8	9,3	5,7	8,5

29.3. НОРМАТИВЫ ЧИСЛЕННОСТИ РАБОЧИХ, ЗАНЯТЫХ НА ОБСЛУЖИВАНИИ ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

29.3.1. Состав бригады по обслуживанию плавучих землесосных снарядов (электрических) представлен в табл. 147.

29.3.2. Состав сменного звена по обслуживанию гидромониторов указан в табл. 148.

Таблица 147

Состав бригады по обслуживанию плавучих земснарядов (электрических)

Наименование профессии	Разряд	Производительность снарядов на воде, м³/ч: до 1200 — Количество персонала на I смену	до 1200 — II смену	до 1200 — III смену	до 1200 — сутки	1300—2000 — I смену	1300—2000 — II смену	1300—2000 — III смену	1300—2000 — сутки	3200—4000 — I смену	3200—4000 — II смену	3200—4000 — III смену	3200—4000 — сутки
Начальник земснаряда	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1
Старший механик	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1
Машинист земельного снаряда	6	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	1	3
» » »	5	2	1	1	4	2	1	1	4	—	—	—	—
» » »	4	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1
» механического оборудования	5	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	1	3
То же	4	1	1	1	3	1	1	1	3	—	—	—	—
Машинист электрического оборудования	5	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1
»	4	1	1	1	3	1	1	1	3	1	1	1	3
»	3	1	1	1	3	1	1	1	3	—	—	—	—
Речной рабочий	2	—	—	—	—	—	1	1	2	2	1	1	4
Электросварщик	5	—	—	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1

Примечания. 1. В случае выполнения работ с перекладкой папильонажных якорей при силе ветра 4—6 баллов, волнении 3—5 баллов и скорости течения воды 0,75—1,0 м/с к сменному составу бригады следует добавлять одного речного рабочего второго разряда.

2. При наличии перекачных грунтонасосных установок дистанционного управления с пульта разряд оператора принимается на единицу выше.

Таблица 148

Состав сменного звена по обслуживанию гидромониторов

Предельная величина напора H, м	Профессия	Разряд	Число гидромониторов ручного управления, одновременно работающих в одном забое		
			1	2	3
До 60	Гидромонитор щик	3	1	2	3
	»	2	—	1	1
» 100	»	4	1	2	3
	»	2	—	1	1
Свыше 100	»	5	1	2	3
	»	2	—	1	1

Таблица 149

Состав бригады по обслуживанию магистральных пульпопроводов и водопроводов

Наименование работ	Профессия	Разряд	Количество в смену
Обслуживание самотечных магистралей: обслуживание лотков (на 1 км длины)	Плотник	3	1
обслуживание и профилактический ремонт магистральных пульпопроводов: при диаметре труб до 600 мм на каждые 2 км пульпопровода или водопровода	Слесарь	3	1
то же, свыше 600 мм на каждые 1,5 км пульпопровода или водопровода	»	3	1

Таблица 150

Состав сменного звена по обслуживанию грунтонасосных установок для транспортирования пульпы из зумпфа

Профессия	Разряд	Производительность землесосной установки, м³/ч					
		до 2200			2201—4000		
		стационарная		передвижная	стационарная		передвижная
		Число землесосов					
		1—2	3	1	1—2	3	1
Машинист механического оборудования	5	—	—	—	1	1	1
То же	4	1	1	1	—	—	—
Машинист электрического оборудования	5	—	—	—	1	1	1
То же	4	1	1	1	—	—	—
Помощник машиниста механического оборудования	3	—	1	—	—	—	—
Речной рабочий	2	1	2	1	1	2	1

Примечание. При обслуживании грунтонасосных установок второго и последующих подъемов из состава звена (табл. 150) исключается речной рабочий.

29.3.3. Состав бригады по обслуживанию магистральных пульпопроводов и водопроводов приведен в табл. 149.

29.3.4. Состав звена по обслуживанию грунтонасосных установок для транспортирования пульпы из зумпфа указан в табл. 150.

29.3.5. Состав бригад по обслуживанию гидроотвалов (хвостохранилищ) дан в табл. 151.

Таблица 151

Состав бригад по обслуживанию гидроотвалов (хвостохранилищ)

Наименование профессий	Разряд	Способ намыва: эстакадный; расход пульпы, поступающей в гидроотвал, м³/ч: до 1300	эстакадный: 1301—2200	эстакадный: 2201—4000	эстакадный: 4001—6000	низкоопорный: до 1300	низкоопорный: 1301—2200	низкоопорный: 2201—6000	низкоопорный: 4001—6000	безэстакадный: до 1300	безэстакадный: 1301—2200	безэстакадный: 2201—4000	безэстакадный: 4001—6000
Начальник гидроотвала	—	—	—	—	1	—	—	—	1	—	—	—	1
Мастер	—	*	**	**	1	*	**	**	1	*	**	**	1
Машинист крана	6	—	*	*	**	—	*	**	**	1	1	2	3
Машинист бульдозера	4	*	*	1	1	*	**	**	**	**	**	***	1
Электросварщик	6	*	**	**	***	*	**	**	***	*	**	**	***
Рабочий карты намыва	3	1	1	1	2	1	1	2	3	1	1	2	3
То же	3	**	**	2	2	**	**	1	2	—	—	—	—

* Член бригады используется в течение одной смены на шесть смен намывных работ.
** Член бригады используется в течение одной смены на три смены намывных работ.
*** Член бригады используется в течение двух смен на три смены намывных работ.

29.3.6. Состав звена по обслуживанию насосных станций приведен в табл. 152.

Таблица 152

Состав звена по обслуживанию насосных станций

Наименование профессий	Водопроизводительность насосов, м³/ч: до 1000; число одновременно работающих насосов: 1	до 1000: 2—3	1001—3000: 1	1001—3000: 2—3	более 3000: 1	более 3000: 2—3
Машинист механического оборудования:						
5 разряда	—	—	—	—	1	1
4 »	—	1	1	1	—	—
3 »	1	—	—	—	—	—
Машинист электрооборудования:						
4 разряда	—	—	—	1	—	1
3 »	1	1	—	—	—	—

Таблица 158

Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (1 вариант)

Наименование подразделений (цехи, службы)	Гравийно-песчаные предприятия		Песчаные предприятия	
	Мощности предприятий, тыс. м³ в год			
	600	1200	600	1200
I. Рабочие				
Горный цех	31	60	31	60
Гравийно-сортировочный завод	53	56	40	52
Транспортный цех	19	23	19	23
В том числе:				
хозяйственный транспорт	8	8	8	8
технологический »	9	13	9	13
ремонтная зона гаража	2	2	2	2
Ремонтно-механический цех	23	27	13	19
В том числе:				
ремонтная мастерская	12	15	7	10
ремонт технологического оборудования	11	12	6	9
Водоснабжение, канализация и хвостовое хозяйство	14	17	14	17
Цех отгрузки готовой продукции	18	27	18	27
Котельная	8	8	8	8
Электроцех	14	17	14	17
Внешний железнодорожный транспорт	14	17	14	17
Содержание автомобильных дорог	2	2	2	2
Бытовой корпус	4	4	4	4
Складское хозяйство	—	—	—	—
Итого рабочих	200	258	177	246
II. Цеховой персонал	21	24	21	24
III. Административно-управленческий персонал	20	24	20	24
В том числе МОП и охрана	4	4	4	4
Всего промышленно-производственного персонала	245	310	222	298

Таблица 154

Численность (явочная) рабочих, обслуживающих основные производственные подразделения песчано-гравийных и песчаных предприятий

Наименование основной (совмещенной) профессии	Мощности песчано-гравийных и песчаных предприятий, тыс. м³/год							
	600				1200			
	Количество рабочих							
	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки
	дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную	
I. Горный цех								
1. Вскрышные работы								
Машинист бульдозера	1	—	—	1	1	—	—	1
Машинист экскаватора	1	1	—	2	2	2	—	4
2. Добычно-транспортные горной массы								
Машинист землесосного снаряда (багермейстер)	2	1	1	4	4	2	2	8
Машинист механического оборудования	1	1	1	3	2	2	2	6
Машинист электрооборудования	2	1	1	4	4	2	2	8
Речной рабочий	1	1	1	3	2	2	2	6
Электросварщик	1	—	—	1	2	—	—	2
3. Обслуживание трубопроводов (горный цех и хвостовое хозяйство)								
Машинист бульдозера и крана трубоукладчика	1	—	—	1	1	1	—	2
Дежурный слесарь	1	1	1	3	2	2	2	6
Итого по горному цеху	11	6	5	22	20	13	10	43
II. Транспортный цех								
1. Хозяйственный транспорт								
Водители хозяйственного транспорта	5	1	1	7	5	1	1	7
2. Технологический транспорт								
Водители автосамосвалов	4	4	—	8	6	6	—	12

Наименование основной (совмещенной) профессии	Мощность песчано-гравийных и песчаных предприятий, тыс. м³/год							
	600				1200			
	Количество рабочих							
	в смену			всего в сутки	в смену			всего в сутки
	дневную	вечернюю	ночную		дневную	вечернюю	ночную	
3. Ремонтная зона гаража								
Автослесарь	1	—	—	1	1	—	—	1
Слесарь-агрегатчик	1	—	—	1	1	—	—	1
Итого по транспортному цеху	11	5	1	17	13	7	1	21
III. Гравийно-сортировочный завод								
1. Песчано-гравийные предприятия								
Грохотовщик (транспортерщик)	2	2	2	6	2	2	2	6
Дробильщик	1	1	1	3	1	1	1	3
Транспортерщик	4	4	4	12	4	4	4	12
Мельник-классификатор	1	1	1	3	1	1	1	3
Оператор пульта управления	1	1	1	3	1	1	1	3
Лаборант	1	1	—	2	1	1	—	2
Электромонтер по КИП и автоматике	—	1	1	2	—	1	1	2
Электромонтер	—	1	1	2	—	1	1	2
Слесарь-ремонтник	—	1	1	2	—	1	1	2
Слесарь-трубопроводчик	—	—	—	—	—	1	1	2
Газосварщик	—	1	1	2	—	1	1	2
Итого по ГСЗ гравийно-песчаных предприятий	10	14	13	37	10	15	14	39
2. Песчаные предприятия								
Мельник-классификатор	1	1	1	3	2	2	2	6
Транспортерщик	4	4	4	12	5	5	5	15
Оператор пульта управления	1	1	1	3	1	1	1	3
Лаборант	1	1	—	2	1	1	—	2
Электромонтер по КИП и автоматике	—	1	1	2	—	1	1	2
Электромонтер	—	1	1	2	—	1	1	2
Слесарь-ремонтник	—	1	1	2	—	1	1	2
Слесарь-трубопроводчик	—	—	—	—	—	1	1	2
Газосварщик	—	1	1	2	—	1	1	2
Итого по ГСЗ песчаных предприятий	7	11	10	28	9	14	13	36

Таблица 155

Численный состав административно-управленческого аппарата и цехового персонала предприятий

Наименование подразделений отдела (службы)	Единица измерения	Мощность песчано-гравийных и песчаных предприятий, тыс. м³/год	
		600	1200
I. Административно-управленческий персонал			
Администрация	чел.	2	2
Отдел главного механика (энергетика)	»	3	3
Планово-производственный отдел	»	6	6
Бухгалтерия	»	4	5
Отдел (служба) материально-технического снабжения	»	2	2
Отдел кадров и канцелярия	»	2	2
Административно-хозяйственная служба	»	1	1
Группа оперативного управления (служба главного диспетчера)	»	—	3
Итого административно-управленческого аппарата	чел.	20	24
МОП и ПСО	»	4	4
II. Цеховой персонал			
Горный цех	»	5	8
Гравийно-сортировочный завод	»	5	5
Ремонтно-механическая мастерская (включая технологический и хозяйственный транспорт)	»	4	4
Электроцех (включая котельную)	»	4	4
Цех отгрузки (включая внешний транспорт)	»	3	3
Итого цехового персонала	чел.	21	24
Всего административно-технического персонала МОП, служащих и ПСО	чел.	45	52

29.4. ЧИСЛЕННОСТЬ ПРОМЫШЛЕННО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ПЕРСОНАЛА

29.4.1. Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятия (I вариант) указана в табл. 153.

29.4.2. Численность (явочная) обслуживающих основные производственные подразделения песчано-гравийных и песчаных заводов приведена в табл. 154.

29.4.3. Численный состав административно-хозяйственного и цехового персонала указан в табл. 155.

29.4.4. Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (II вариант) дана в табл. 156.

Таблица 156

Сводная (списочная) численность промышленно-производственного персонала предприятий (II вариант)

Наименование подразделений (цехи, службы)	Гравийно-песчаные предприятия		Песчаные предприятия	
	Мощности предприятий, тыс. м³ в год			
	600	1200	600	1200
I. Рабочие				
Горный цех	31	60	31	60
Гравийно-сортировочный завод	53	56	40	52
Водоснабжение, канализация и хвостовое хозяйство	14	17	14	17
Цех отгрузки готовой продукции	18	27	17	27
Котельная	8	8	8	8
Электроцех	14	17	14	17
Внешний железнодорожный транспорт	14	17	14	17
Содержание автомобильных дорог	2	2	2	2
Бытовой корпус	4	4	4	4
Итого рабочих	158	208	144	204
II. Цеховой персонал	17	20	17	20
III. Административно-управленческий персонал	20	24	20	24
IV. МОП и охрана	4	4	4	4
Всего промышленно-производственного персонала	199	256	185	252

Примечание. Численность административно-управленческого и цехового персонала принята в соответствии с «Типовыми структурами управления и нормативами численности инженерно-технических работников и служащих предприятий промышленности строительных материалов», разработанными институтом ВНИПИнеруд в 1971 г. и утвержденными Министерством промышленности строительных материалов СССР 9 декабря 1971 г., и с «Типовыми нормативами оптимальных соотношений численности инженерно-технических работников и вспомогательного технического персонала в аппарате управления предприятий промышленности строительных материалов», разработанными институтом ВНИИЭСМ и утвержденными 29 мая 1973 г. Министерством промышленности строительных материалов СССР.

ПРИЛОЖЕНИЕ I

Временная классификация массивов скальных пород по степени трещиноватости и содержанию крупных кусков (по данным междуведомственной комиссии по взрывному делу)

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость, м⁻¹	Содержание, % в массиве отдельностей размером, мм		
				300	700	1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	До 0,1	Более 10	До 10	Близко к нулю	Нет
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1—0,5	2—10	10—70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5—1,0	1—2	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0—1,5	1,0—0,65	100	80—100	40—100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	Свыше 1,5	Менее 0,65	100	100	100

ПРИЛОЖЕНИЕ II

Методика расчета ширины рабочей площадки на карьерах

Ширина рабочей площадки, м:

при автотранспорте

в рыхлых и мягких породах

$$Ш_р = A + П_п + П_о + П_б;$$

в скальных породах (рис. 12, *а*)

$$Ш_с = Б + П_п + П_о + П'_о + П_б;$$

при железнодорожном транспорте

в рыхлых и мягких породах

$$Ш_р = A + C_1 + C + C_2 + П_д + П_б;$$

в скальных породах (рис. 12, *б*)

$$Ш_с = Б + C_1 + C + C_2 + П_д + П_б,$$

где $Ш_р$ и $Ш_с$ — ширина рабочей площадки соответственно в рыхлых и скальных породах, м;

A — ширина экскаваторной заходки по целику, м, принимаемая в зависимости от типа экскаватора;

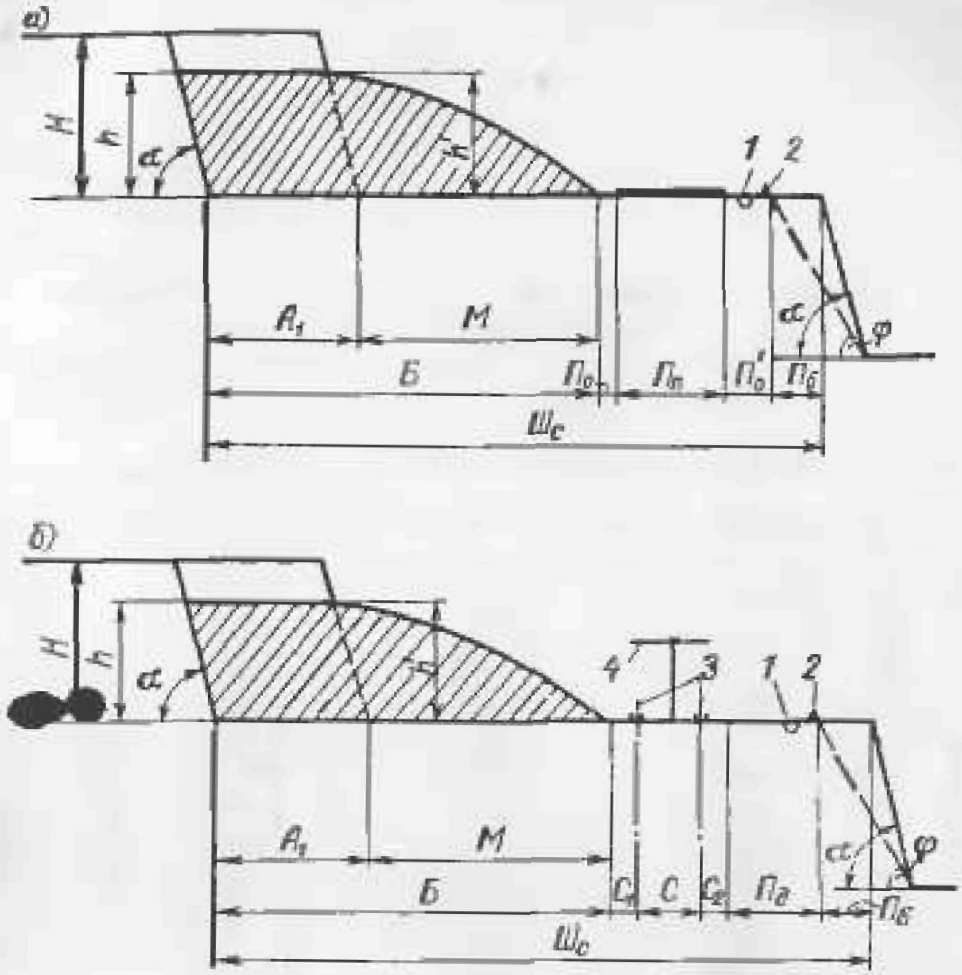


Рис. 12. Ширина рабочей площадки в скальных породах

а — при автотранспорте; *б* — при железнодорожном транспорте; *1* — лоток (кювет); *2* — ограждение (породный вал); *3* — оси железнодорожных путей; *4* — опора контактной сети

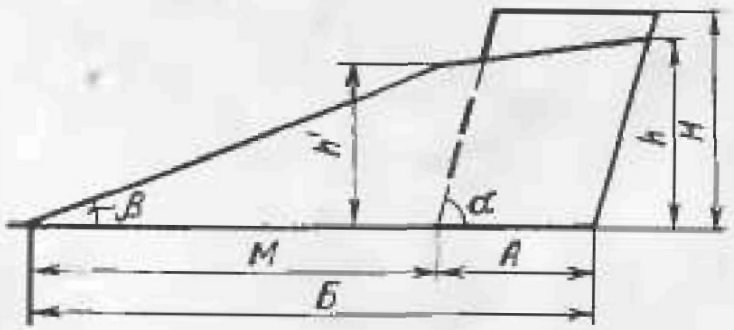


Рис. 13. Схема развала породы, разрыхленной взрывом

$Б = A_1 + M$ — полная ширина развала разрыхленной взрывом породы, м (табл. II.1, рис. 12, 13);

A_1 — ширина буровой заходки по целику, м, принимаемая в соответствии с параметрами буровзрывных работ

$$A_1 = П_б' + H(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\gamma) + B(n-1);$$

M — неполная ширина развала разрыхленной взрывом породы, м (табл. II,1, рис. 12, 13);

Таблица II.1

Параметры развала породы, разрыхленной взрывом (по А. Н. Дегтяреву и Н. М. Пахомову)

Ширина заходки A_1, выраженная через высоту уступа H	Высота развала		Ширина развала	
	промежуточная h'	максимальная h	неполная M $Б-A$	полная $Б$
0,4H	0,52H	0,52H	1,51H	1,90H
0,6H	0,63H	0,65H	1,56H	2,16H
0,8H	0,73H	0,74H	1,64H	2,44H
1,0H	0,78H	0,85H	1,73H	2,73H
1,2H	0,80H	0,97H	1,82H	3,02H
1,4H	0,82H	1,05H	1,91H	3,31H
1,6H	0,84H	1,11H	2,00H	3,60H
1,8H	0,86H	1,14H	2,10H	3,90H
2,0H	0,88H	1,15H	2,19H	4,19H
2,2H	0,90H	1,17H	2,28H	4,48H
2,4H	0,92H	1,18H	2,35H	4,75H
2,6H	0,94H	1,20H	2,39H	4,99H
2,8H	0,96H	1,21H	2,40H	5,20H
3,0H	0,98H	1,23H	2,40H	5,40H
4,0H	0,00H	1,42H	2,40H	6,40H
5,0H	Далее не увеличивается			7,40H

Примечания. 1. Для пород с коэффициентом разрыхления ($K_р$), отличным от 1.5, ширину развала следует умножать на поправочный коэффициент, равный $K_р/1.5$.

2. При наклонных скважинах неполная ширина развала M уменьшается на величину $1.22H\cos\alpha$, а высота развала увеличивается на величину $0.6H\cos\alpha$ (α — угол наклона скважин к горизонту, равный углу откоса уступа, обычно равен 65—75°).

3. При короткозамедленном взрывании вводятся поправочные коэффициенты, равные: 0,75—0,6, на неполную ширину развала M и 1.45—1.25 — на высоту развала. Первые значения — для безврубовых порядных схем, средние — для врубовых схем с клиновидным и трапецеидальным врубами, последние — для врубовых схем с поперечным боковым и призматическим врубами.

$П_п$ — ширина проезжей части, м (табл. II.2);

$П_о$ — ширина обочины с нагорной стороны — со стороны вышележащего уступа, м (табл. II.2);

$П'_о$ — ширина обочины с низовой стороны с учетом устройства лотка и ограждения, м (табл. II.2); в крепких скальных породах лоток может быть заменен полосой, взорванной шпуровыми зарядами глубиной 1,5—2 м;

C — расстояние между осями железнодорожных путей, м (табл. II.2);

C_1 — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки откоса уступа или развала взорванной породы, м (табл. II.2);

C_2 — половина ширины основания железнодорожного пути, м (табл. II.2);

$П_д$ — ширина полосы дополнительного оборудования (ЛЭП, контактная сеть и др.) и проезда вспомогательного транспорта с учетом обочин, лотка и ограждения (табл. II.2);

$П_б$ — ширина полосы безопасности — призмы обрушения, м, определяемая по формуле

$$П_б = H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\alpha);$$

$П'_б$ — ширина полосы безопасности между первым рядом скважин и бровкой уступа, $П'_б = 3$ м ($П'_б$ может быть уменьшена в зависимости от конструкции станка и при условии его расположения за пределами призмы обрушения);

H — высота уступа, м;

φ и α — углы устойчивого и рабочего откосов уступа, град;

γ — угол наклона скважин, град;

B — расстояние между рядами скважин, м;

n — количество рядов скважин.

Таблица II.2

Элементы транспортной полосы на рабочей площадке, м

Обозначения элементов транспортной полосы	Автомобильный транспорт	Обозначения элементов транспортной полосы	Железнодорожный транспорт
$П_п$	8 * / 10 (11)	C	4,5 *** / 6,0
$П_о$	1,5	C_1	2,5
$П'_о$	4,5 ** / 6,5	C_2	2,1
		$П_д$	9,0

* В числителе — для КрАЗ-256Б и МАЗ-503Б, в знаменателе — для БелАЗ-540 (в скобках для БелАЗ-548).

** В числителе — для скальных пород, в знаменателе — для рыхлых пород.

*** В числителе — при тепловозной тяге, в знаменателе — при электровозной тяге.

Ширину рабочих площадок на добычных уступах необходимо проверять по следующему условию: суммарный объем запасов экскаваторных (буровых) заходок на уступах должен быть больше нормативного объема готовых к выемке запасов на карьере. В противном случае необходимо предусматривать на одном или нескольких уступах резервные заходки.

Методика расчета производительности экскаваторов

Исходные расчетные коэффициенты приведены в табл. III.1.

Нормы выработки для одноковшовых экскаваторов:

1. При погрузке в автосамосвалы

$$H_в = (T_{см} - T_{п.з} - T_{л.в}) Q_к n_к : (T_{п.с} + T_{у.п}),$$

где $H_в$ — норма выработки в смену, м³;

$T_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$T_{п.з}$ — время на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин (табл. III.2);

$T_{л.в}$ — время на личные надобности (10 мин);

$T_{п.с}$ — время погрузки одного автосамосвала, мин.,

$$T_{п.с} = n_к / n_ц;$$

$n_ц$ — число циклов экскавации в минуту (табл. III.3 и III.4);

$T_{у.п}$ — время установки автосамосвала под погрузку для МАЗ-503Б и КрАЗ-256Б — 0,3 мин, для БелАЗ-540 — 0,5 мин; при работе в тупиковом забое табличное время установки автосамосвала удваивается;

$Q_к$ — объем горной массы в целике в одном ковше, м³ (табл. III.5); определяется умножением емкости ковша на коэффициент использования ковша (табл. III.1);

$n_к$ — число ковшей, погружаемых в один автосамосвал (табл. III.6).

Значение $n_к$ может быть определено также по формуле

$$n_к = C_т / (Q_к \gamma),$$

где $C_т$ — грузоподъемность автосамосвала, т;

γ — объемная масса породы в целике, т/м³.

2. При погрузке в железнодорожные составы

$$H_в = (T_{см} - T_{п.з} - T_{л.в}) n_в V : (n_в T_{п.с} + T_{обм}),$$

где $n_в$ — число вагонов в составе;

$T_{п.с}$ — время погрузки одного вагона, мин (табл. III.7);

$T_{обм}$ — время обмена состава, мин (табл. III.8);

V — объем горной массы (в плотном теле) в одном вагоне, м³ (табл. III.9).

3. При погрузке на конвейер (через бункер-питатель)

$$H_в = (T_{см} - T_{п.з} - T_{л.в} - T_{отд} - T_{р.в}) n_ц Q_к,$$

где $T_{отд}$ — время на отдых, мин (табл. III.10);

$T_{р.в}$ — регламентированные перерывы (на взрывные работы — 10 мин в смену, на наращивание забойного конвейера — 45 мин в смену).

Таблица III.1

Коэффициент разрыхления породы, наполнения и использовании ковша экскаватора

Категория пород по трудности экскавации	Коэффициент						
	разрыхления $K_р$	наполнения ковша $K_н$ экскаватора			использования ковша $K_и$ экскаватора		
		прямая лопата	драглайн*	роторный	прямая лопата	драглайн*	роторный
I	1,15	1,05	1,00 / 0,90	1,0	0,91	0,87 / 0,78	0,87
II	1,25	1,05	1,00 / 0,90	0,9	0,84	0,80 / 0,72	0,72
III	1,35	0,95	0,90 / 0,81	0,8	0,70	0,67 / 0,60	0,59
IV	1,50	0,90	0,85 / 0,76	—	0,60	0,57 / 0,51	—
V	1,60	0,90	—	—	0,56	—	—

* Числитель — нижнее черпание, знаменатель — верхнее.

Таблица III.2

Время на подготовительно-заключительные операции

Бригада	Время, мин	Бригада	Время, мин
Одноковшовые экскаваторы		в отвал и на конвейерный транспорт . .	35
Экскаваторная бригада, обслуживающая экскаваторы на гусеничном ходу при погрузке:		То же, на шагающем ходу	45
в автосамосвалы	35	*Роторные экскаваторы*	
на железнодорожный транспорт	25	Экскаваторная бригада при погрузке горной массы на железнодорожный и конвейерный транспорт	30

Таблица III.3

Число циклов экскавации в минуту ($n_ц$) экскаваторами типа прямая лопата

Категория пород по трудности экскавации	Марка экскаватора и емкость ковша, м³			
	Э-1251Б; Э-1252Б 1,25	Э-2503 2,5	ЭКГ-4,6Б 4,6	ЭКГ-8И 8,0
I	2,39 / 2,43	2,33 / 2,39	2,26 / 2,31	1,93 / 1,97
II	2,20 / 2,29	2,17 / 2,28	2,08 / 2,18	1,76 / 1,83
III	2,08 / 2,17	2,04 / 2,13	1,91 / 2,02	1,63 / 1,71
IV	1,99 / 2,06	1,91 / 2,04	1,80 / 1,94	1,55 / 1,66
V	1,91 / 1,97	1,83 / 1,96	1,72 / 1,85	1,48 / 1,59

Примечания: 1. В числителе — экскавация в транспортные сосуды, в знаменателе — в отвал.

2. Продолжительность цикла экскавации рассчитана при угле поворота стрелы от 90 до 135° (средний 120°).

Таблица III.4

Число циклов экскавации в минуту ($n_ц$) экскаваторами типа драглайн при их работе в отвал *

Категория пород по трудности экскавации	Марка экскаватора и емкость ковша, м³						
	Э-1251Б 1,5	Э-2503 3,0	ЭШ-6/45М 5,0	ЭШ-10/70А 10,0	ЭШ-15/90А 15,0	ЭШ-10/70А 10,0	ЭШ-15/90А 15,0
	Глубина черпания до 25 м					Глубина черпания более 25 м	
I	2,03	1,92	1,49	1,26	1,14	1,15	1,06
II	1,87	1,76	1,36	1,17	1,08	1,09	1,01
III	1,72	1,60	1,24	1,09	1,01	1,02	0,95
IV	—	—	—	1,10 **	0,96	0,93	0,88

* Продолжительность цикла экскавации рассчитана при угле поворота стрелы от 90 до 135° (средний 120°).

** При разработке хорошо взорванных пород с куском не более 700 мм в ребре.

Таблица III.5

Объем горной массы в целике в ковше экскаватора $Q_к$ за один цикл экскавации, м³

Категория пород по трудности экскавации	Емкость ковша экскаватора, м³							
	1,25(1,5)*	2,5	3,0	4,6	(6,0)*	8,0	(10,0)*	(15,0)*
Экскаваторы типа прямая лопата								
I	1,14	2,28	2,92	4,18	—	7,28	—	—
II	1,05	2,10	2,70	3,87	—	6,72	—	—
III	0,87	1,75	2,24	3,22	—	5,60	—	—
IV	0,75	1,50	1,91	2,76	—	4,80	—	—
V	0,70	1,40	1,79	2,58	—	4,48	—	—
Экскаваторы типа драглайн (нижнее черпание)								
I	1,30	—	2,61	—	5,22	—	8,7	13,05
II	1,20	—	2,40	—	4,60	—	8,0	12,00
III	1,00	—	2,00	—	4,02 **	—	6,7	10,05
IV	—	—	—	—	3,42 **	—	5,7	8,55

* В скобках емкость ковша приведена для драглайна.

** При разработке хорошо взорванных пород с куском не более 700 мм в ребре.

Таблица III.6

Число ковшей, погружаемых в один автосамосвал

Категория пород по трудности экскавации	Марка автосамосвала и его грузоподъемность, т				
	МАЗ-503Б 7,0	КрАЗ-256В 12,0			БелАЗ-540 27,0
	Марка экскаватора и емкость ковша, м³				
	Э-1251Б, Э-1252Б 1,25	Э-1251Б, Э-1252Б 1,25	Э-2503 2,5	ЭКГ-4,6Б 4,6	ЭКГ-4,6Б 4,6
I	4	7	3	—	4
II	4	7	3	—	4
III	4	7	3	—	4
IV	4	7	3	—	4
V	3	5	2	1	3

Примечания: 1. Число ковшей определено для усредненной объемной массы породы (I—1,6; II—1,6; III—2,0; IV—2,5 и V—3,5 т/м³).

2. Для конкретных условий экскавации число ковшей, загружаемых в автосамосвал, определяется с округлением до целого при условии, что перегрузка автосамосвалов не допускается. При отсутствии увязки между емкостью ковша и грузоподъемностью автосамосвала в виде исключения допускается дробное число ковшей; при этом для определения времени погрузки одного автосамосвала ($T_{п.с}$) число экскавации и округляется до целого в большую сторону.

Таблица III.7

Время погрузки думпкара, мин

Категория грунтов по трудности экскавации	Грузоподъемность думпкара, т						
	50	60		80		100	
	Марка экскаватора и емкость ковша, м³						
	ЭКГ-4.6Б 4,6	ЭКГ-4.6Б 4,6	ЭКГ-8И 8,0	ЭКГ-4.6Б 4,6	ЭКГ-8И 8,0	ЭКГ-4,6Б 4,6	ЭКГ-8И 8,0
I	2,65	3,98	2,59	4,42	3,11	5,31	3,63
II	2,88	4,32	2,84	4,80	3,41	5,77	3,98
III	3,67	4,71	3,07	5,75	3,58	6,80	4,29
IV	3,89	5,00	3,29	6,66	4,52	7,77	5,16
V	2,91	4,07	2,70	5,24	3,38	6,40	4,06

Таблица III.8

Время на обмен составов при электровозной и тепловой тяге, мин

Затраты времени	Перевод, м					
	однострелочный			двухстрелочный		
	до 500	до 1000	до 1500	до 500	до 1000	до 1500
Движение	5,8	11,6	13,6	4,0	8,0	12,0
Задержки	4,0	4,2	4,2	2,0	2,0	2,0
Замедления	2,2	2,2	2,2	2,0	2,0	2,0
Итого	12,0	18,0	20,0	8,0	12,0	16,0

Таблица III.9

Объем горной массы (в плотном теле) в одном думпкаре, м³

Грузоподъемность, т	Коэффициент использования грузоподъемности	Масса тары, т	Емкость думпкара, м³	Категория породы по трудности экскавации				
				I	II	III	IV	V
50	1,0	32,2	22,6	26,1	24,0	22,3	20,0	14,3
50	1,0	31,4	24,5	28,9	26,6	24,6	20,0	14,3
60	1,0	45,0	32,3	36,9	33,3	30,0	24,0	17,2
60	1,0	40,2	32,3	37,4	33,3	30,0	24,0	17,2
60	1,0	40,0	36,0	42,0	38,6	35,8	32,0	22,8
100	1,0	50,6	44,6	50,2	46,2	42,7	38,4	28,6

Таблица III.10

Время на отдых, мин

Вид работы	Значения $T_{отд}$	Вид работы	Значения $T_{отд}$
Экскавация одноковшовыми экскаваторами:		в отвал при бестранспортной системе разработки экскаваторами с ковшом емкостью, м³:	
на железнодорожный транспорт	26 *	до 10	28
в автосамосвалы	25 *	более 10	17
на конвейер	25	Экскавация роторными экскаваторами на конвейер	26

* Перекрывается временем регламентированных перерывов.

Таблица III.11

Время на вспомогательные операции и регламентированные перерывы, мин

Операции	Единица измерения	Время
Вспомогательные операции		
Разгрузка состава	Думпкар	1,2
То же, влажных и вязких пород	»	2,0
Очистка, профилактическая обработка составов при влажных и вязких породах	Смена	26
Проверка и опробование тормозов	Рейс	5
Маневры	»	10
Передвижка роторного экскаватора в забое при снятии стружки и отработке подуступа, опускание, подъем и изменение направления движения роторной стрелы и передвижка ленточного отвалообразователя	Смена	38
Работа в тупиковом забое с выставкой вагонов	Выставка	5
Регламентированные перерывы		
Подчистка подъездов к экскаватору бульдозером	Смена	10
Производство взрывных работ	»	10
Наращивание забойного конвейера	»	45
Задержки составов в пути у стрелок, светофоров и на скользящих съездах при расстоянии откатки, км:		
до 3	Рейс	12
от 3,1 до 5	»	13
» 5,1 » 7	»	15

Таблица III.12

Поправочные коэффициенты к нормам выработки экскаваторных бригад

Условия применения коэффициентов	Значения коэффициентов	
Подчистка бульдозером автомобильных проездов к экскаватору	0,97	
Производство взрывных работ в течение смены	0,97	
Очистка и профилактическая обработка кузова автосамосвала от влажных, вязких и смерзшихся пород	0,97	
Производство работ на неустойчивой подошве с устройством настила (сланей)	0,94	
То же, на уступах ниже трехкратной высоты ковша экскаватора, а также зачистка кровли полезного ископаемого	0,90	
То же, с углом поворота стрелы драглайна более 135° при емкости ковша, м³:		
до 10	0,9	
10 и более	0,93	
Экскавация драглайном в отвал с верхним черпанием	0,90	
Разработка влажных или смерзшихся пород I—III категорий, а в условиях Заполярья — всех категорий	0,90	
Перекскавации горной массы I—IV категорий	1,10	
Работа двух и более экскаваторов на одном железнодорожном пути и на один сборный конвейер	0,90	
Селективная выемка полезного ископаемого и экскавация горной массы с наличием негабарита, при содержании породных прослоек и негабарита, %:		
до 10	0,95	
от 10 до 20	0,90	
20 и более	0,85	
Производство работ в тупиковом забое с выставкой вагонов:		
при одной выставке	0,92	
при двух выставках	0,85	
на каждую последующую выставку	0,95	
Движение состава от разминовки до забоя экскаватора через тупиковые съезды на каждый съезд (кроме обменного пункта)	0,96	
Расстояние от разминовки до забоя экскаватора превышает 1000 м:		
при двухстрелочном переводе:		
1001—1500	0,92	
1501—2000	0,85	
при однострелочном переводе:		
1001—1500	0,96	
1501—2000	0,90	
Разработка пород I—II категории и разрыхленных взрывом скальных пород IV категории из-под воды при глубине воды (м):	Емкость ковша, м³	
	до 5	5 и более
до 0,5	0,90	—
» 2,0	0,83	0,90
» 4,0	0,77	0,83
более 4,0	0,66	0,77

Примечание. При одновременном действии нескольких факторов, учитываемых поправочными коэффициентами, соответствующие коэффициенты перемножаются.

Таблица III.13

Разбивка областей, краев, автономных и союзных республик СССР по температурным зонам

Наименование	Зона
Азербайджанская ССР	—
Армянская ССР	—
Белорусская ССР:	
Брестская область	2
Витебская »	3
Гомельская »	2
Гродненская »	2
Минская »	2
Могилевская »	3
Грузинская ССР	—
Казахская ССР	
Актюбинская область:	
южнее линии Увал — Бершогур (исключительно)	3
то же, севернее (включительно)	4
Алма-Атинская область	3
Восточно-Казахстанская область	5
Гурьевская область:	
южнее 45-й параллели	2
то же, севернее	3
Джамбульская область:	
южнее линии Чулак — Тау — Ленинжол (исключительно)	2
то же, севернее (включительно)	3
Карагандинская область	5
Кзыл-Ординская »	3
Кокчетавская »	5
Кустанайская »	4
Павлодарская »	5
Северо-Казахстанская область	5
Семипалатинская область:	
южнее линии Егинды-булак — Самарское (исключительно)	4
то же, севернее (включительно)	5
Уральская область:	
южнее линии Озинки — Кара-Тюбе (исключительно)	3
то же, севернее (включительно)	4
Целиноградская область	5
Чимкентская область:	
южнее 44-й параллели	2
то же, севернее	3

Наименование	Зона
Киргизская ССР:	
Ошская область	1
остальная территория	2
Латвийская ССР:	
пункты, расположенные на побережье Балтийского моря, и Рига	1
остальная территория	2
Литовская ССР:	
западнее линии Мариямполе — Каунас — Мажейкяй (включительно)	1
то же восточнее (исключительно)	2
Молдавская ССР	1
РСФСР	
Алтайский край	5
Амурская область:	
южнее линии Ерофей Павлович — Невер — Баладек (исключительно)	5
то же, севернее (включительно)	6
Архангельская область:	
западнее 60-го меридиана и восточнее линии Мезень — Вожгора (исключительно)	5
то же, восточнее 60-го меридиана	6
остальная часть	4
Астраханская область	2
Башкирская АССР	4
Белгородская область	3
Брянская область	3
Бурятская АССР:	
юго-западнее линии Сосновка — Мухор — Кондуй (исключительно)	5
то же, северо-восточнее (включительно)	6
Владимирская область	3
Волгоградская »	3
Вологодская »	4
Воронежская »	3
Горьковская »	4
Дагестанская АССР	1
Ивановская область	3

Продолжение

Наименование	Зона
Иркутская область:	
южнее линии Кондратьево—Братск—Баяндай—Коса (исключительно)	5
южнее 62-й параллели и севернее указанной линии (включительно)	6
Кабардино-Балкарская АССР	1
Калининградская область	1
Калининская область	3
Калмыцкая АССР	2
Калужская область	3
Камчатская область:	
южнее линии Кихчик — Пушино — Среднекамчатск (исключительно)	3
севернее указанной линии (включительно) и южнее линии Белоголовое — Эссо — Еловка	4
севернее указанной линии (исключительно) и южнее линии Хайлюля — Аманино	5
севернее указанной линии (включительно) и южнее линии Тымлот — Лесная	6
Карельская АССР	3
Кемеровская область	5
Кировская »	
Коми АССР:	
южнее линии Выжгора — Нижняя Вочь (исключительно)	4
западнее 60-го меридиана и севернее указанной линии (включительно)	5
восточнее 60-го меридиана	6
Костромская область, за исключением Костромы	4
Кострома	3
Краснодарский край	1
Красноярский край:	
южнее линии Максимкин Яр — Подтесово — Мотыжно — Чунояр (исключительно)	5
то же, севернее (включительно)	6
Куйбышевская область	4
Курганская »	4
Курская »	3
Ленинградская область:	
пункты, расположенные на побережье Финского залива, и Ленинград	2
остальная часть области	3
Липецкая область	3
Магаданская »	—
Марийская АССР	4
Мордовская АССР	4
Московская область	3
Мурманская »	4
Новгородская »	3
Новосибирская »	5
Омская »	5
Оренбургская »	4
Орловская »	3
Пензенская »	4
Пермская область:	
юго-западнее линии Кочевский — Березняки — Губаха — Усьва — Чусовая — Лысьва (исключительно)	4
то же, северо-восточнее (включительно)	5
Приморский край:	
южнее линии бухта Находка — Тетюхе (исключительно)	3
то же, севернее (включительно)	4
Псковская область	3
Ростовская »	2
Рязанская »	3
Саратовская »	3
Сахалинская область:	
Курильские острова	2
южнее линии Яблочный — Углезаводск (исключительно)	3
севернее указанной линии (включительно)	4
западнее линии Мгачи — Поронайск (исключительно)	4
восточнее указанной линии (включительно)	5
Свердловская область	5
Северо-Осетинская АССР	1
Смоленская область	3
Ставропольский край:	
южнее линии Ставрополь — Моздок (исключительно)	1

Продолжение

Наименование	Зона
Ставропольский край:	
севернее (включительно)	2
Тамбовская область	3
Татарская АССР	4
Томская область	5
Тувинская АССР	5
Тульская область	3
Тюменская область:	
южнее линии Сарапауль—Хангокурт — Ханты-Мансийск — Таурово — *Ларюмкины* (исключительно)	5
то же, севернее (включительно)	6
Удмуртская АССР	4
Ульяновская область	4
Хабаровский край:	
южнее линии Облучье — Комсомольск-на-Амуре — Мариинское (исключительно)	4
севернее указанной линии (включительно) и южнее линии Балалек — Усолгин—Манго (исключительно)	5
севернее указанной линии и южнее 60-й параллели	6
Челябинская область	4
Чечено-Ингушская АССР	1
Читинская область:	
южнее линии Мухор-Кондуй — Букачача — Ксеньевка — Амазар (исключительно)	5
то же, севернее (включительно)	6
Чувашская АССР	4
Якутская » :	
южнее линии Дулга — Кюель-Нюя — Еланское — Чагда (включительно)	6
то же, севернее (исключительно)	—
Ярославская область	3
Таджикская ССР	
Туркменская ССР:	
севернее 40-й параллели	—
остальная территория	—

Наименование	Зона
Узбекская ССР	
Андижанская область	1
Бухарская область:	
южнее 41-й параллели	1
то же, севернее	2
Каракалпакская АССР	2
Кашкадарьинская область	1
Самаркандская »	1
Сухандарьинская »	—
Сырдарьинская »	1
Ташкентская »	1
Ферганская »	1
Хорезмская »	1
Украинская ССР	
Винницкая область	2
Волынская область	2
Днепропетровская область	2
Донецкая область:	
пункты, расположенные на Азовском побережье	1
остальная часть области	2
Житомирская область	2
Закарпатская »	1
Запорожская » :	
южнее линии Б. Лепетиха — Мелитополь — Осипенко (включительно)	1
то же, севернее (исключительно)	2
Ивано-Франковская область	1
Киевская область	2
Кировоградская область	2
Крымская область:	
пункты, расположенные на побережье	—
Керчь, Севастополь и остальная часть области	1
Луганская область	2
Львовская »	1
Николаевская область	1
Одесская »	1
Полтавская »	2
Ровенская »	2
Сумская »	2
Тернопольская »	1
Харьковская »	2
Херсонская »	1
Хмельницкая »	2
Черкасская »	2
Черниговская »	2
Черновицкая »	1
Эстонская ССР	2

Примечание. Административно-территориальное деление союзных республик дано по состоянию на 1 июля 1967 г.

4. При экскавации в отвал (при бестранспортной системе разработки)

$$H_в = (T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{отд}) n_ц Q_к.$$

5. Нормы выработки для роторных экскаваторов при погрузке горной массы на конвейер, ленточный отвалообразователь и транспортно-отвальный мост (м²)

$$H_в = (T_{см} - T_{п.з} - T_в - T_{л.н} - T_{отд}) V_р,$$

где $T_в$ — время на выполнение вспомогательных операций, мин (табл. III.11);

$V_р$ — производительность роторного экскаватора (в плотном теле), м³/мин.

6. В зависимости от условий производства работ к нормам выработки экскаваторных бригад вводятся поправочные коэффициенты по табл. III.12.

7. При производстве работ в зимних условиях нормы выработки экскаваторных бригад в соответствии с температурными зонами (табл. III.13) умножаются на поправочные коэффициенты, приведенные в табл. III.14.

Таблица III.14

Поправочные коэффициенты на зимние условия работы для 1—6 температурных зон

Температурная зона	Месяц						
	октябрь	ноябрь	декабрь	январь	февраль	март	апрель
1	—	—	—	0,95	0,95	—	—
2	—	—	0,94	0,92	0,92	0,95	—
3	—	0,94	0,92	0,88	0,88	0,92	—
4	—	0,92	0,91	0,86	0,86	0,91	—
5	—	0,91	0,89	0,86	0,85	0,89	—
6	0,93	0,85	0,80	0,80	0,80	0,85	0,93

8. Для высокогорных районов и местностей, не отнесенных к температурным зонам, применяются следующие поправочные коэффициенты к нормам выработки:

Температура воздуха на рабочем месте, град . .	Ниже 0, до —10	Ниже —10, до —20	Ниже —20, до —30	Ниже —20, до —40	Ниже —40
Поправочный коэффициент	0,91	0,85	0,80	0,74	0,67

Методика расчета производительности скреперов

Сменная производительность скреперов, м³ (в плотном теле), подсчитывается по формуле

$$П_с = 3600 T_{см} q K_н K_в / (K_р T_ц),$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

q — геометрическая емкость ковша скрепера, м³;

$K_н$ — коэффициент наполнения ковша, принимается по табл. IV.1;

$K_в$ — коэффициент использования скрепера во времени, равный для скреперов емкостью 3 м³ — 0,8, 7 м³ и более — 0,85;

$K_р$ — коэффициент разрыхления грунта (табл. IV.1);

Таблица IV.1

Коэффициенты разрыхления $K_р$ и наполнения $K_н$

Наименование грунта	Влажность по %	$K_р$	$K_н$
Песок:			
сухой	—	1,1	0,6—0,7
влажный	12—15	1,15	0,7—0,9
Песчано-гравийная масса	10	1,2	0,9
Растительный грунт	10	1,2—1,25	1,1—1,2
Суглинок	—	1,2—1,25	1,1—1,2
Глина	—	1,25—1,3	1,0—1,1

$T_ц$ — продолжительность одного цикла работы, с:

$$T_ц = l_1/v_1 + l_2/v_2 + l_3/v_3 + l_4/v_4 + t_п + 2t_р;$$

l_1 — длина пути заполнения ковша скрепера, м:

$$l_1 = qK_н K_п/(0{,}7ahK_р);$$

$K_п$ — коэффициент, учитывающий потери грунта при образовании валика, $K_п = 1{,}2$;

0,7 — коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки;

a — ширина полосы резания, м;

h — глубина резания, м;

v_1 — скорость скрепера при наборе грунта, м/с;

l_2 — дальность транспортирования грунта, м;

v_2 — средняя скорость движения скрепера с грунтом, м/с;

l_3 — длина пути разгрузки грунта, м:

$$l_3 = qK_п/(ba);$$

b — средняя толщина слоя отсыпки, м;

v_3 — скорость движения при разгрузке грунта, м/с;

l_4 — длина пути порожнего скрепера, м;

v_4 — скорость движения порожнего скрепера, м/с;
$t_п$ — время переключения скоростей, с;
$t_р$ — время одного разворота скрепера, с.

Значения расчетных величин приведены в табл. IV.2.

Таблица IV.2

Значения расчетных элементов $T_ц$

Элементы $T_ц$	Марки скреперов			
	прицепные		самоходные	
	ДЗ-33	ДЗ-20 ДЗ-20Б	Д-357М Д-357П	ДЗ-13
Трактор-тягач	ДТ-75С2	Т-100 МГС-1	МАЗ-529М МАЗ-546П	БелАЗ-531
Мощность, л. с.	75	108	180 и 215	375
q	3	7	8	15
a	2,1	2,65	2,72	2,85
h	0,1—0,2	0,15—0,3	0,15—0,3	0,2—0,35
v_1	1,1	0,5	0,6	0,6
v_2	1,5	1,5	4—5,6	4—5,5
b	0,35	0,3	0,3	0,3
v_3	1,5	1,5	3—4	3—4
v_4	2,0	2,0	5,5—7	5,5—7
$t_п$	12	12	6	6
$t_р$	10—15	15—20	15	15

ПРИЛОЖЕНИЕ V

Методика расчета производительности бульдозеров

Сменная производительность бульдозеров в плотном теле, м³, при разработке грунта с перемещением определяется по формуле

$$П_с = 3600 T_{см} V K_у K_о K_п K_в / (K_р T_ц),$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;
V — объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом бульдозера, м³:

$$V = lha/2;$$

l — длина отвала бульдозера, м;
h — высота отвала бульдозера, м;
a — ширина призмы перемещаемого грунта, м:

$$a = h/\operatorname{tg}\varphi;$$

φ — угол естественного откоса грунта (30—40°);
$K_у$ — коэффициент, учитывающий уклон на участке работы бульдозера:

Уклон, %	±0	+10	+20	Более 20	—10	—20 и более
Значения $K_у$	1,0	0,95	0,8	0,6	1,1	1,3

K_o — коэффициент, учитывающий увеличение производительности при работе бульдозера с открылками (отвал ящичного типа); $K_o = 1{,}15$;

$K_п$ — коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения; $K_п = 1 \div l_2\beta$; $\beta = 0{,}008 \div 0{,}004$; бо́льшие значения для рыхлых сухих пород;

$K_в$ — коэффициент использования бульдозера во времени, $K_в = 0{,}8$; при перемещении взорванной скальной породы $K_в = 0{,}75$;

$K_р$ — коэффициент разрыхления грунта (табл. IV.1);

$T_ц$ — продолжительность одного цикла, с:

$$T_ц = l_1/v_1 + l_2/v_2 + (l_1 + l_2) : v_3 + t_п + 2t_р;$$

здесь l_1 — длина пути резания грунта, м;

v_1 — скорость перемещения бульдозера при резании грунта, м/с;

l_2 — расстояние транспортирования грунта, м;

v_2 — скорость движения бульдозера с грунтом, м/с;

v_3 — скорость холостого (обратного) хода, м/с;

$t_п$ — время переключения скоростей, с;

$t_р$ — время одного разворота трактора, с.

Значения расчетных величин приведены в табл. V.1.

Таблица V.1

Значения расчетных элементов $T_ц$

Наименование грунтов	Мощность тракторов, л. с.	Элементы $T_ц$					
		l_1	v_1	v_2	v_3	$t_п$	$t_р$
Растительный, песок, суглинок	108	5	1,0	1,2	1,6	9	10
	140—180	7	1,0	1,4	1,7	9	10
	300	9	1,0	1,5	2,0	9	10
Глина, гравий, щебень, дресва	108	7	0,67	1,0	1,5	9	10
	140—180	10	0,67	1,2	1,6	9	10
	300	12	0,67	1,1	1,7	9	10
Скальные породы, предварительно разрыхленные	108	10	0,20	0,67	1,0	9	10
	170	13	0,25	0,67	1,0	6	10
	300	17	0,30	0,67	1,0	6	10

Производительность бульдозеров при планировочных работах, м² в смену, определяется по формуле

$$П_{пл} = 3600 T_{см} L (l \sin\alpha - c) K_в : [n (L/v + t_р)],$$

где L — длина планируемого участка, м;

α — угол установки отвала бульдозера к направлению его движения;

c — ширина перекрытия смежных проходов, м; $c=0{,}3\div 0{,}5$ м;

n — число проходов бульдозера по одному месту; $n=1\div 2$;

v — средняя скорость движения бульдозера при планировке, м/с, соответствующая обычно первой или второй передаче трактора;

$t_р$ — время, затрачиваемое на развороты при каждом проходе, с.

ПРИЛОЖЕНИЕ VI

Методика расчета производительности рыхлителей

Таблица VI.1

Производительность рыхлителя Д-652АС с одним зубом при рыхлении параллельными проходами за 8-часовую смену, м³

Расстояние между проходами, м	Тип пород, коэффициент крепости f									
	Мерзлый грунт		Осадочные							
			независимо от трещиноватости $f=1\div 3$		сильнотрещиноватые $f=4\div 5$		средне- и слаботрещиноватые $f=4\div 5$		сильнотрещиноватые $f=6\div 8$	
	Глубина эффективного рыхления, м									
	0,4	0,6	0,5	0,7	0,5	0,6	0,3	0,4	0,4	0,5
0,5	1590	2380	—	—	—	—	770	1030	1270	1580
0,7	2220	3330	3020	4230	2780	3330	1080	1440	1780	2220
0,9	2860	4280	3890	5440	3580	4280	1380	1850	2290	2850
1,1	3500	5240	4750	6650	4370	5240	—	—	—	—
1,3	—	—	5610	7860	5160	6200	—	—	—	—

Примечания: 1. Производительность рыхлителя рассчитана при длине параллельных проходов (длине эксплуатационного блока), равной 100 м. При длине проходов 200 и 300 м производительность умножается на поправочные коэффициенты соответственно 1,15 и 1,20.

2. При применении предварительного ослабления массива пород с помощью падающего груза интенсивность трещиноватости пород возрастает: слаботрещиноватых до среднетрещиноватых, среднетрещиноватых до сильнотрещиноватых.

Сменная эксплуатационная производительность рыхлителей, м³, определяется:

при параллельных проходах — по табл. VI.1 или по формуле

$$П_п = 3600 T_{см} C h_э K_в n : (1/v + T/Ln),$$

при параллельно-перекрестных проходах — по формуле

$$П_{п.п} = 3600 T_{см} h_э K_в n / [1/v\,(1/C + 1/C_1) + T/n\,(1/CL + 1/C_1 M)],$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

C — расстояние между параллельными проходами, м;

C_1 — расстояние между перекрестными проходами, м; $C_1=(1{,}2\div 1{,}5)C$;

$h_э$ — глубина эффективного рыхления, м;

$h_з$ — глубина внедрения зуба рыхлителя, м;

$K_в$ — коэффициент использования рыхлителя во времени: $K_в = 0{,}7 \div 0{,}8$;

v — средняя рабочая скорость движения трактора, м/с; $v = (0{,}7 \div 0{,}9) v_1$;

v_1 — скорость трактора на первой передаче, м/с;

T — суммарное время, затрачиваемое на переезд рыхлителя на следующую борозду, с:

$$T = t_1 + t_2 + t_3;$$

t_1 — время заглубления зуба рыхлителя, с;

t_2 — время маневров трактора при переезде, с; $t_2 = 30 \div 40$ с;

t_3 — время подъема зуба рыхлителя из борозды, с; $t_3 = 5 \div 10$ с;

L — длина параллельных проходов (оптимальная длина эксплуатационного блока), м; $L = 100 \div 300$;

M — длина перекрестного прохода, м, принимается в зависимости от параметров системы разработки;

n — количество зубьев.

Значения расчетных элементов производительности рыхлителей приведены в табл. VI.2.

Таблица VI.2

Значения расчетных элементов производительности рыхлителя Д-652-АС на тракторе ДЭТ-250

Породы, коэффициент крепости по Протодьяконову f	Расчетные элементы				
	c	$h_з$	$h_з$	v	t_1
Мерзлый грунт	0,7—1,0	0,4—0,6	0,5—0,7	0,5	30
Осадочные породы:					
$f = 1 \div 3$ независимо от трещиноватости . .	0,8—1,3	0,5—0,7	0,6—0,7	0,5—0,6	20—30
$f = 4 \div 5$ сильнотрещиноватые . .	0,9—1,3	0,5—0,6	0,6—0,7	0,5	30
$f = 4 \div 5$ средне- и слаботрещиноватые	0,5—0,8	0,3—0,4	0,4—0,5	0,3	40
$f = 6 \div 8$ сильнотрещиноватые . .	0,7—0,9	0,4—0,5	0,5—0,6	0,4	45

ПРИЛОЖЕНИЕ VII

Методика расчета буровзрывных работ

Выбор взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрывания (СВ)

В табл. VII.1 приведен перечень рекомендуемых типов ВВ, составленный на основе «Перечня рекомендуемых промышленных ВВ» («Недра», 1971) и «Проекта перечня рекомендуемых

Таблица VII.1

Промышленные ВВ, рекомендуемые для открытых горных работ

Метод и условия ведения взрывных работ	Породы		
	крепкие и весьма крепкие ($f > 14$)	средней крепости ($f = 8 \div 14$)	слабые ($f < 8$)
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Ифзаниты Т-20, Т-60 Игданит	Акватолы М-15, МГ, 65/65С, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/12 Игданит	Акватолы 65/35С, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Ифзаниты Т-20, Т-60 Игданит
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Акватолы М-15, 85/35С, МГ, АВ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Алюмотол Гранулотол Граммоналы А-45, А-50 Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы 65/35С, АВ Зерногранулиты 30/70-В, 50/60-В Гранулотол Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы 65/35С, М-15, МГ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Гранулит АС-4 Гранулотол Ифзаниты Т-20, Т-60
Обводненная часть скважин с проточной водой, с пребыванием зарядов в воде до 30 суток до взрыва	Акватолы М-15, 85/35С, МГ Гранулотол Алюмотол Граммонал А-45 Зерногранулит 30/70-В	Акватолы М-15, 85/35С, МГ, АВ Гранулотол Алюмотол Граммоналы А-45, А-50 Зерногранулит 30/70-В Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Гранулотол Граммонал А-50 Зерногранулит 30/70-В
Камеры	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит
Шпуры	Аммонит № 8-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М Зерногранулит 79/21	Аммонит № 8-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М Зерногранулит 79/21	Аммонит № 8-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М

Примечание. Все ВВ (за исключением игданита и ифзанитов) заводского изготовления.

промышленных ВВ» (Междуведомственная комиссия по взрывному делу при ИГД им. А. А. Скочинского, 1974).

При выборе следует отдавать предпочтение ВВ, пригодным для механизированного заряжения, а также учитывать технико-экономические факторы, связанные со стоимостью и качественной характеристикой ВВ.

Для детонации всех гранулированных и водонаполненных ВВ необходимо применять промежуточные детонаторы, рекомендованные Междуведомственной комиссией по взрывному делу (табл. VII.2).

Таблица VII.2

Рекомендуемые промежуточные детонаторы

Наименование ВВ	Промежуточные детонаторы		Примечание
	наименование	количество	
Зерногранулиты всех марок	Шашки-детонаторы Т-400, Тет-150, ТГ-500, ТП-300. Аммониты или детонит	Одна шашка; патроны или пачки общей массой не менее 200 г	Скорость детонации ВВ в патроне не менее 4 км/с
Гранулиты всех марок, игданит	Шашки-детонаторы. Детонит или аммонит скальный № 1	Одна шашка; для скважин — патроны или пачки общей массой не менее 500 г, для шпуров — один патрон	То же, не менее 5 км/с
Акватолы всех марок, алюмитол, гранулотол	Шашки-детонаторы. Детонит или аммонит скальный № 1	Две шашки; для скважин — патроны или пачки общей массой не менее 1000 г, для шпуров — один патрон	То же, не менее 5 км/с

Взрывание скважинных зарядов принимается короткозамедленное с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия или пиротехнических реле КЗДШ-62-2.

Заложение скважин

Заложение скважин принимается вертикальное или наклонное, в зависимости от высоты уступа и типа выбранного бурового станка.

Наклонные скважины (параллельные откосу уступа) рекомендуются при необходимости получения более равномерного и

качественного дробления пород взрывом, при селективной разработке крутопадающих залежей, при разработке высоких уступов и выполнении заданных углов откоса уступов.

Конструкция заряда

При проектировании буровзрывных работ применяются следующие конструкции зарядов:

сплошной заряд — в мелко- и среднеблочных породах;

заряд, рассредоточенный инертной забойкой (при ясно выраженном напластовании слоев пород с различной крепостью); рассредоточенные части заряда размещаются в наиболее крепких слоях и пачках;

заряд, рассредоточенный воздушными промежутками, для обеспечения равномерного дробления породы.

При любой конструкции может применяться комбинированный заряд, позволяющий дифференцированно распределить энергию взрыва по высоте уступа. В однородных породах ВВ повышенной плотности и работоспособности размещается в нижней части скважины или части рассредоточенного заряда, а менее мощное ВВ — в верхней части. При наличии прослоев трудновзрываемых пород более мощное ВВ размещается в интервал их распространения.

Рекомендуемые комбинированные заряды:

аммонит № 6-ЖВ (30%) и игданит (70%) — в породах средней и ниже средней крепости;

алюмотол (40%) и зерногранулиты или гранулиты (60%) — в крепких породах.

Точку инициирования (промежуточный детонатор) заряда следует размещать в нижней его части на расстоянии 1,5—2 м от дна скважины.

Инициирование одновременно всего заряда детонирующим шнуром (ДШ) рекомендуется при применении наклонных скважин и при углах откоса уступа, близких к 90°.

Схемы короткозамедленного взрывания скважинных зарядов

При выборе схемы короткозамедленного взрывания и порядка расположения скважин следует исходить из соблюдения основного условия успешного производства взрывных работ — отбойки в крест напластования породы и господствующей системы трещин. Следует также учитывать требуемую степень дробления, блочность породы, высоту уступа и тип погрузочно-транспортного оборудования.

Интервал замедления между группами одновременно взрываемых зарядов 20—30 мс (для крепких пород) и 30—50 мс (для пород средней крепости и слабых). Меньшие значения принимаются при скважинах малого диаметра.

Таблица VII.3

Характеристика схем короткозамедленного взрывания

Наименование схемы	Число рядов скважин, сетка	Рекомендации по применению: породы	мощность карьера, тыс. м³/год	прочие условия применения схемы
Безврубовые				
1. Поскважинные: продольная . .	1	Мелкоблочные, легковзрываемые, однородные, осадочные	До 200	Ограниченная ширина рабочей площадки; взрывание вблизи зданий и сооружений
поперечная . .	2—3П			
диагональная	2—3Ш			
2. Попарные: продольная . .	1		Любая	При необходимости получения крупнокусковатой породы
поперечная . .	2П			
диагональная	2Ш			
3. Порядные: продольная . .	2—4 ПШ			
поперечная . .	3—5П			
диагональная	3—5Ш			
Врубовые				
1. Врубово-порядные: с продольным врубом . . .	3—5ПШ	Среднеблочные осадочные	До 400	Скважины большого диаметра; железнодорожный транспорт
с поперечным врубом . . .	3—5П			
с диагональным врубом . . .	3—5Ш			
2. Диагонально-встречные: с клиновидным врубом . . .	3—5КП или 3—8Ш	Крепкие монолитные, средне- и крупноблочные изверженные	До 400	Скважины малого диаметра; автомобильный транспорт
с трапецеидальным врубом	3—5КПШ			
с клиновидно-трапецеидальным врубом	5—8Ш			
с боковым односторонним клиновидным врубом . .	3 или 5КП			

Продолжение табл. VII.3

Наименование схемы	Число рядов скважин, сетка	Рекомендации по применению		
		породы	мощность карьера, тыс. м³/год	прочие условия применения схемы
3. Волновые:				
с замедлением через скважину	1-3ПШ	Осадочные и средне-блочные изверженные	400 и более	Скважины большого диаметра при расширенной сетке; железнодорожный транспорт
с врубово-волновым поперечным врубом	1-3П	Крепкие монолитные, средне- и крупноблочные изверженные		Скважины малого диаметра; автомобильный транспорт
	3-5П			
с замедлением через скважину и клиновидным врубом («елочка»)	3—5П			
с клиновидным врубом . . .	3—5К			
с трапецендальным врубом	3—5КШ			
4. Концентрически-встречные:				
с призматически-центральным врубом	5—7Ш	Крепкие средне-блочные породы	400 и более	Высота уступа до 10 м; ограниченная длина фронта работ; при взрывании в зажатой среде; автомобильный транспорт
с призматически-клиновидным врубом . . .	7—9Ш			
с призматически-трапецендальным врубом	7—9КП			
с цилиндрическим врубом	5 и более			

Примечание. Сетка расположения скважин: К — квадратная; П — прямоугольная, Ш — в шахматном порядке.

В табл. VII.3 приведена характеристика применяемых на практике схем короткозамедленного взрывания, которые показаны на рис. 14—18.

Расчет параметров скважинных зарядов

Рекомендуемые диаметры скважин: в весьма крупноблочных и монолитных породах — 105—200 мм, в крупноблочных — 105—160 мм, в среднеблочных — 160—220 мм, в мелкоблочных — 220—300 мм.

Расчетная линия сопротивления по подошве (ЛСПП) — W. Для определения величины W, м, рекомендуется универсальная объемная формула «Союзвзрывпрома»

$$W = 24d\sqrt{\Delta/q},$$

где d — диаметр скважины, мм;

Δ — насыпная плотность ВВ, кг/дм³;

q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Рассчитанная для вертикальных скважин величина ЛСПП должна удовлетворять условию безопасности

$$W \geqslant H\,\mathrm{ctg}\,\alpha + b,$$

где α — угол откоса уступа, град;

b — расстояние от верхней бровки уступа до места расположения гусениц бурового станка, принимаемое не менее 3 м; в отдельных случаях, в зависимости от конструкции бурового станка, допускается расположение его гусениц на меньшем расстоянии от бровки, но вне призмы обрушения.

Таблица VII.4

Удельная вместимость шпуров и скважин p (плотность заряжения принята 0,9 г/см³), кг/м

Диаметр шпура или скважины d, мм	Масса ВВ в 1 м шпура или скважины p, кг	Диаметр шпура или скважины d, мм	Масса ВВ 1 м шпура или скважины p, кг	Диаметр шпура или скважины d, мм	Масса ВВ в 1 м шпура или скважины p, кг
26	0,48	85	5,1	210	31
28	0,55	90	5,7	215	33
30	0,64	95	6,4	220	34
32	0,72	100	7,1	225	36
34	0,82	105	7,8	230	37
36	0,92	110	8,6	235	39
38	1,0	115	9,4	240	41
40	1,1	120	10,0	245	42
42	1,2	125	11	250	44
44	1,4	130	12	255	46
46	1,5	135	13	260	48
48	1,6	140	14	265	50
50	1,8	145	15	270	51
52	1,9	150	16	275	53
54	2,1	155	17	280	55
56	2,2	160	18	285	57
58	2,4	165	19	290	59
60	2,5	170	20	295	61
62	2,7	175	22	300	64
64	2,9	180	23	310	68
66	3,1	185	24	320	72
68	3,3	190	26	330	77
70	3,5	195	27	340	82
75	4,0	200	28	350	87
80	4,5	205	30		

Примечание. При применении ВВ с плотностью Δ_1, отличающейся от 0,9, необходимо произвести пересчет вместимости p на соответствующую плотность (кг/м), по формуле $p_1 = p\Delta_1/0{,}9$.

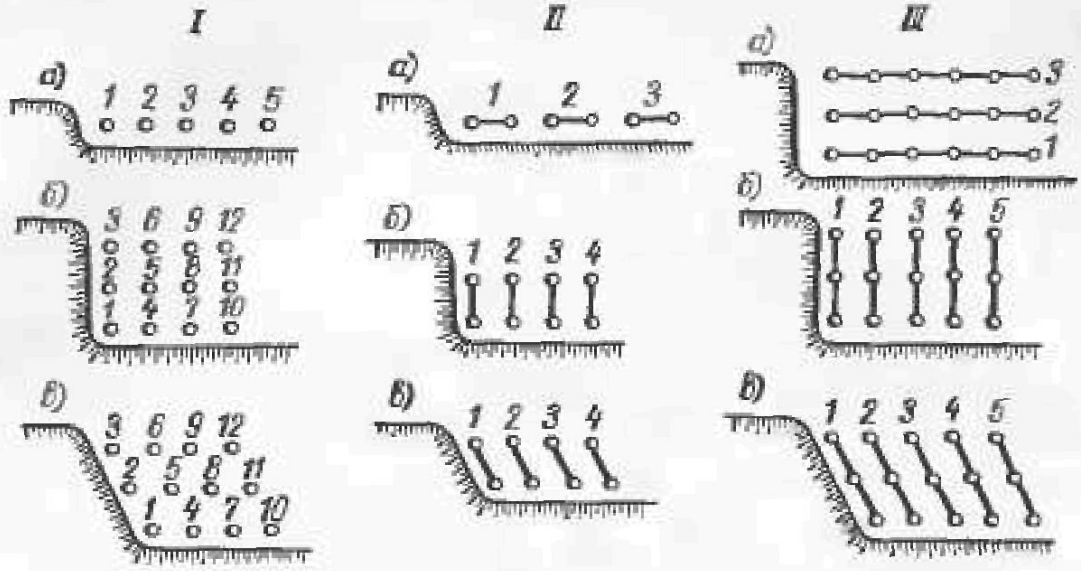


Рис. 14. Безврубовые схемы короткозамедленного взрывания

I — скважинные; *II* — поперные; *III* — порядные; *а* — продольные; *б* — поперечные; *в* — диагональные; арабские цифры обозначают последовательность взрывания групп отдельных зарядов



Рис. 15. Врубовопорядные схемы короткозамедленного взрывания

а — продольный вруб; *б* — поперечный; *в* — диагональный

Удельная вместимость — масса ВВ в 1 м шпура или скважины (p) — определяется по табл. VII.4.

Удельный расход ВВ (q) определяется по результатам производственных или экспериментальных взрывов, а при отсутствии их — по данным табл. VII.5, с учетом переводных коэффициентов для различных ВВ (табл. VII.6).

Таблица VII.5

Удельный расход ВВ (аммонита № 6 ЖВ) при взрывании вертикальных скважинных зарядов, кг/м³

Группа пород по ЕНиР 1974 г. (*f*)							
IV (до 1)	V (1,5—2)	VI (3—4)	VII (5—6)	VIII (7—10)	IX (9—11)	X (12—15)	XI (16—20)
0,30—0,40	0,35—0,50	0,40—0,55	0,55—0,65	0,60—0,75	0,60—0,75	0,70—0,80	0,85

Примечания: 1. При использовании других типов ВВ его удельный расход корректируется на величину переводного коэффициента (табл. VII.6).

2. Для зарядов в наклонных скважинах удельный расход ВВ принимается с коэффициентом 0,95.

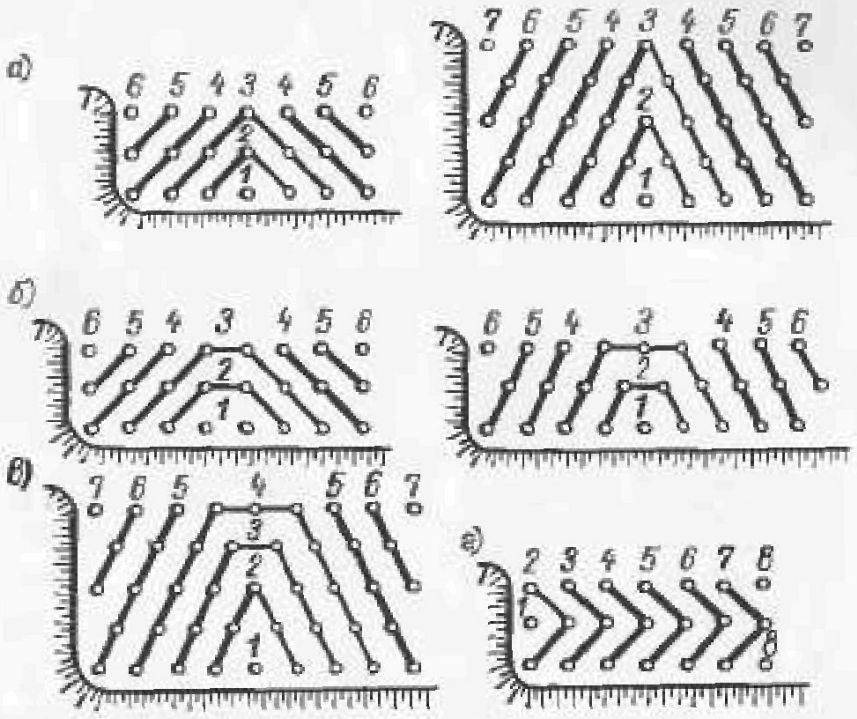


Рис. 16. Диагонально-встречные схемы коротнозамедленного взрывания

а — клиновидный вруб с расположением скважин по квадратной сетке и в шахматном порядке; *б* — трапецеидальный вруб с расположением скважин по квадратной сетке и в шахматном порядке; *в* — клиновидно-трапецеидальный вруб; *г* — боковой односторонний вруб

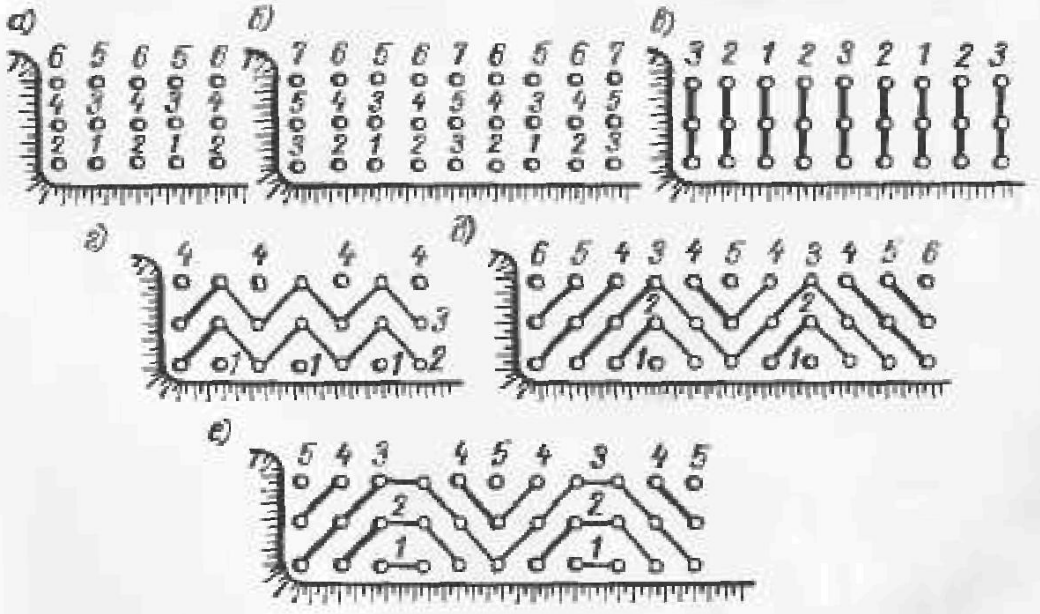


Рис. 17. Волновые схемы коротнозамедленного взрывания

а — с замедлением через скважину; *б* — врубово-волновая; *в* — поперечный вруб; *г* — «елочка»; *д* — клиновидный вруб; *е* — трапецеидальный вруб

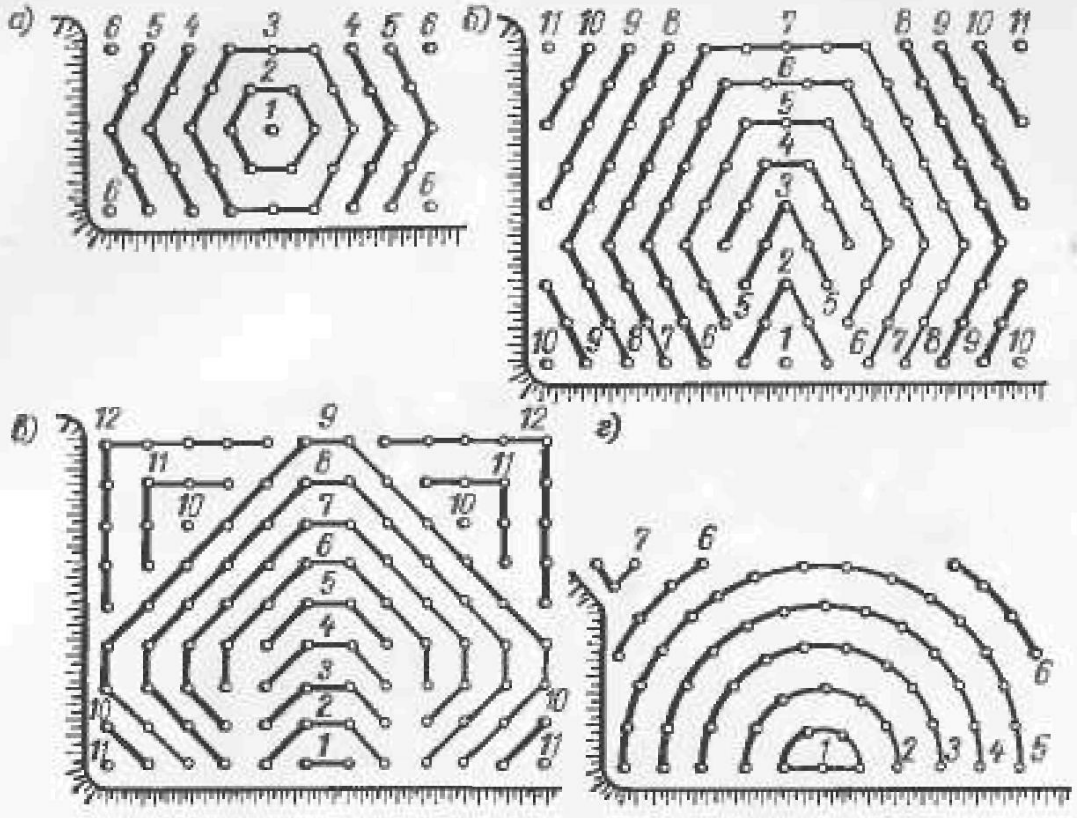


Рис. 18. Концентрически-встречные схемы короткозамедленного взрывания

а — призматический центральный вруб; *б* — призматический клиновидный вруб; *в* — призматический трапецеидальный вруб; *г* — цилиндрический

Таблица VII.6

Переводные коэффициенты $K_п$ для расчета эквивалентных зарядов (эталон — аммонит № 6 ЖВ)

Наименование ВВ	$K_п$	Наименование ВВ	$K_п$
Акватол:		Гранулит:	
М-15	0,76	АС-8	0,89
МГ	0,92	АС-4	0,98
65/35	1,10	С-2	1,13
Акванит ЗЛ	1,16	М	1,13
Алюмотол	0,83	Детонит М	0,82
Аммонит:		Зерногранулит:	
№ 6 ЖВ	1,0	79/21	1,0
скальный № 1	0,81	50/50-В	1,11
Аммонал водоустойчивый	0,91	30/70-В	1,13
		30/70	1,14
Граммонал А-8	0,80	Игданит	1,13
Гранулотол	1,0	Тротил литой	1,20

Примечание. Для акватолов М-15 и 65/35 водонаполненных, алюмотола и зерногранулита 30/70 при расчете переводного коэффициента использованы величины идеальной работы взрыва водонаполненного ВВ, относящиеся к 1 кг сухой смеси. Для акватола МГ данные относятся к 1 кг водонаполненной смеси.

Полная длина (глубина) скважины (в м)

$$L_c = (H/\sin\alpha) + l_п,$$

где α — угол наклона скважины к горизонту, град;

$l_п$ — глубина перебура, м, принимаемая по рекомендациям института ВНИИнеруд: для вертикальных скважин — $(7 \div 15)d$, для наклонных — $(5 \div 12)d$; бо́льшие значения выбираются для более крепких пород; если взрываемые породы подстилаются мягкими (нескальными), то величина недобура принимается 0,3—0,5 м.

Длина воздушного промежутка $l_{в.п}$ принимается равной 0,17—0,35 от длины заряда; меньшие значения — для более крепких пород. При глубине скважины до 15 м заряд рекомендуется рассредоточивать на две части с одним воздушным промежутком, причем в нижней части размещается $^2/_3$ общей массы заряда.

Длина забойки рекомендуется для сплошных зарядов $l_{заб} = 20 \div 25\,d$, для рассредоточенных $l_{заб} = (15 \div 20)d$.

Расстояние между скважинами в ряду (в м):

$$a = mW.$$

Для вертикальных скважин $m = 0{,}8 \div 1{,}2$, для наклонных — $m = 0{,}9 \div 1{,}3$, меньшие значения — для крупноблочных (трудновзрываемых) пород.

Расстояние между рядами скважин устанавливается $b = (0{,}9 \div 1{,}0)W$, бо́льшие значения — для наклонных скважин.

Средний выход породы с одной скважины (в м^3)

$$V_c = abH.$$

Масса заряда ВВ в скважине Q при заряжании одним типом ВВ (в кг)

$$Q = p(L_c - l_{в.п} - l_{заб}).$$

Расчет массы комбинированного заряда $Q_к$, составленного из двух типов ВВ, рекомендуется определять по формуле (в кг)

$$Q_к = (Q_э П_1 K_1) + (Q_э П_2 K_2),$$

где $Q_э$ — масса заряда скважин, рассчитанная для эталонного ВВ (зерногранулита 79/21);

$П_1$, $П_2$ — принимаемые в проекте соотношения типов ВВ в долях единицы;

K_1, K_2 — переводные коэффициенты для соответствующего типа ВВ (см. табл. VII.6).

Способы дробления негабарита

Механические способы. Для пород VII—VIII группы (ЕНИР 1969 г.) ориентировочная производительность пневмобутобоя, смонтированного на базе трактора, составляет 100—150 м^3 в смену; разлет осколков до 8 м.

При дроблении негабарита падающим грузом масса груза (шар-бабы) принимается 8—10 т для пород VIII—IX групп и 5 т — для пород V—VII групп (ЕНиР 1969 г); производительность дробления негабарита при навешивании груза на экскаваторы (краны) Э=1011Д, Э=1252 составляет 200—300 м³ в смену, разлет осколков — до 25 м.

При механических способах дробления негабарита для предохранения машиниста экскаватора (крана, трактора) от осколков породы на стекло кабины устанавливается рама с прочной металлической сеткой с ячейкой 20×20 мм на расстоянии 100 мм от стекла.

Взрывные способы. Выбор типа кумулятивных зарядов и определение их расхода производятся по табл. VII.7.

Таблица VII.7

Данные для выбора кумулятивного заряда

Тип заряда	Общая масса ВВ, г	Основные размеры заряда, мм		Предельная толщина дробимого куска, м
		диаметр	высота	
ЗКП-25	48	48	24	0,13
ЗКП-50	76	58	29	0,25
ЗКП-100	136	90	36	0,50
ЗКП-200	245	100	41	0,80
ЗКП-400	475	125	57	2,00
ЗКП-1000	1229	172	72	1,40
ЗКП-2000	2179	200	82	2,20
ЗКП-4000	4000	251	105	2,80
ЗКН-180	180	90	35	0,55
ЗКН-260	260	100	40	0,75
ЗКН-500	500	130	50	1,00
ЗКН-1000	1000	150	75	1,20
ЗКН-2000	2000	190	90	1,80
ЗКН-4000	4000	230	115	2,00

Масса ВВ кумулятивного заряда (Q) ориентировочно может определяться по формуле (в кг)

$$Q = 0{,}73B^2,$$

где B — максимальный линейный размер негабарита, м.

Гидровзрывной способ. Принципиальная конструкция заряда и схема гидровзрывания показаны на рис. 19. Вода в шпур наливается непосредственно перед взрыванием, причем уровень ее располагается на глубине 5—15 см от устья шпура.

В зимнее время взрывание микрозарядов ВВ или отрезков ДШ при гидровзрывном способе осуществляется в труднозамерзающей среде: в растворе NaCl(KCl) или горючей смеси соляр ового масла и отработанного автомобильного (дизельного) масла в соотношении 1 : 1.

Таблица VII.8

Средний расход бурения и материалов при дроблении негабарита (на 100 м³ негабарита)

Показатели	Единица измерения	Гидровзрывной способ			Шпуровой способ		
		Негабарит размером более, мм					
		500	700	1000	500	700	1000
Средний объем негабарита	м³	0,34	0,70	1,70	0,34	0,70	1,70
Средняя глубина бурения	м	0,18	0,23	0,30	0,23	0,30	0,40
Расход бурения	»	54	32	18	69	42	24
Расход ВВ (аммонит 6-ЖВ) в породах:							
IV—VI группы	кг	5	3	2	22	14	8
IV—VIII »	»	7	4	3	26	16	9
IX—XI »	»	9	5	4	31	19	11
Расход детонирующего шпура	м	120 (270)	50 (190)	30 (120)	120	50	30
Число ниток (отрезков) ДШ в шпуре при гидровзрывании	шт.	(2)	(3)	(4)	—	—	—
Расход электродетонаторов	»	300	140	60	300	140	60
Расход электропровода	м	450	240	120	450	240	120
Средний расход коронок, штанг, буровой стали и шлифовальных кругов, принимаемый по табл. 31 с коэффициентами	—	0,54	0,32	0,18	0,69	0,42	0,2

Примечание. В скобках указаны показатели при взрывании в водной среде зарядов, составленных только из отрезков ДШ

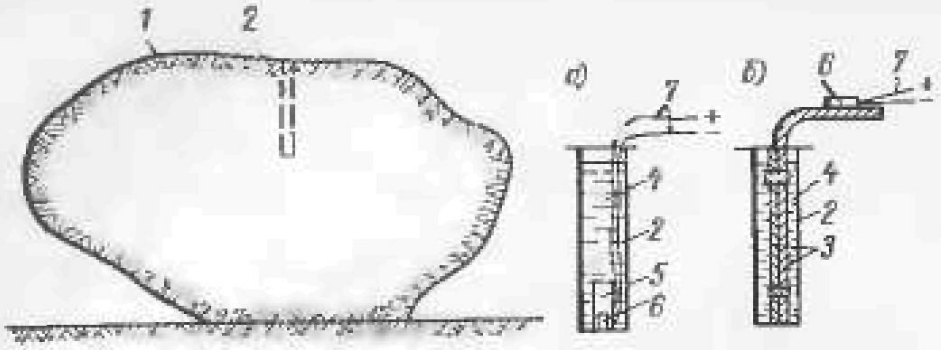


Рис. 19. Схема дробления негабарита гидровзрывным способом при электровзрывании

а — конструкция гидрозаряда с использованием ВВ; *б* — то же, с использованием отрезка ДШ; *1* — негабарит; *2* — шпур; *3* — детонирующий шпур; *4* — вода (в зимнее время — раствор хлористого натрия или калия); *5* — заряд; *6* — электродетонатор; *7* — электропровод

Радиус взрывоопасной зоны устанавливается по данным опытных гидровзрывов; ориентировочно для механизмов принимается — 25 м, для людей — 50 м.

Расход бурения и материалов при гидровзрывном и шпуровом (часто применяемом на действующих карьерах) способах дробления негабарита приведен в табл. VII.8.

ПРИЛОЖЕНИЕ VII

Методика расчета ленточных конвейеров*

Определение ширины ленты

Ширина ленты определяется из условий оптимального использования формы ее сечения, обеспечения ее прочности и транспортирования максимальных кусков материала. Из условия оптимального использования формы сечения ленты ее ширина, м, определяется по формуле

$$B = \sqrt{Q/(cv\gamma)},$$

где Q — производительность конвейера техническая, т/ч;

γ — объемная масса груза, т/м^3;

v — скорость ленты конвейера, м/с;

c — коэффициент, зависящий от угла наклона конвейера к горизонту α, угла естественного откоса материала в покое β и угла наклона боковых роликов роликоопор.

* Методика расчета ленточных конвейеров составлена по материалам института Механобр (Ленинград).

Таблица VIII.1

Значения коэффициента C

Угол естественного откоса материала в покое β, град	Угол наклона конвейера α, град							
	0—10		11—15		16—18		19—22	
	Угол наклона боковых роликов роликоопор, град							
	20	30	20	30	20	30	20	30
30	257	296	245	282	232	267	225	259
35	277	319	262	302	250	288	240	276
40	294	338	279	320	264	304	250	288
45	313	358	296	340	280	322	265	305

Примечание. Коэффициент C для плоских лент в 2 раза меньше, чем для лент с роликоопорами, имеющими угол наклона боковых роликов 20°.

Значения коэффициента C даны в табл. VIII.1. Значения средней объемной производительности горизонтальных и наклонных конвейеров при транспортировании материалов с углом естественного откоса $\beta=40°$ приведены в табл. 44.

Полученная ширина ленты проверяется по условию обеспечения транспортирования максимальных кусков материала по табл. 43 и уточняется расчетом на прочность по формуле

$$a_р = S_{макс} n/(BK_р),$$

где $a_р$ — расчетное число прокладок в ленте;

$S_{макс}$ — максимальное натяжение (усилие) ленты, кгс; как правило, принимается равным $S_{сб}$ — усилию в точке набегания ленты на приводной барабан и определяется в расчете привода конвейера (см. ниже);

n — коэффициент запаса прочности ленты на разрыв (табл. VIII.2);

B — ширина ленты, см;

$K_р$ — предел прочности при разрыве 1 см ширины одной прокладки ленты, кгс/см (табл. VIII.3).

Таблица VIII.2

Значения коэффициента запаса прочности n

Тип ткани ленты	Число прокладок	Значения
ТА-100, ТА-150	4—12	10
ЛХ-120	4—12	9
А-10-2-3Т, К-10-2-3Т	4—9	10
ТК-300, ТА-300	4—12	10
ТК-400	4—12	10

Если стандартное число прокладок выбранного типа ленты удовлетворяет произведенному расчету, то принятая ранее ширина ленты округляется до ближайшего большего значения по ГОСТу; при этом необходимо рассмотреть возможность снижения скорости движения ленты в увязке с объемной производительностью.

Если расчетное число прокладок больше стандартного, то принимается более прочная лента или выбирается лента большей ширины.

Общие данные о резинотканевых конвейерных лентах приведены в табл. VIII.3.

Расчет привода конвейера

Мощность на валу приводного барабана, кВт, определяется для режима установившегося движения по формуле

$$N_б = (N_1 + N_2 + N_3) K_1 K_2 K_3 K_4 + N_{щ} + N_{пл} + N_{борт},$$

где N_1 — мощность, необходимая на перемещение ленты на холостом ходу,

$$N_1 = K_c L_г v / 10\,000;$$

N_2 — мощность, необходимая на перемещение материала в горизонтальном направлении,

$$N_2 = 1{,}2 Q L_г / 10\,000;$$

N_3 — мощность, необходимая на подъем материала,

$$N_3 = 27{,}2 Q (H + H_c) / 10\,000;$$

$N_{щ}$ — мощность, затрачиваемая на преодоление сопротивления очистных устройств; при насыпной массе транспортируемого материала $\gamma \geqslant 1{,}6$ т/м³:

Ширина ленты, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
$N_{щ}$, кВт	1,0	1,3	1,6	2,0	2,4	2,8	3,2	4,0

$N_{пл}$ — мощность, расходуемая на преодоление сопротивления от плужкового сбрасывателя, $N_{пл} = 0{,}008\ QB$;

$N_{борт}$ — мощность, затрачиваемая на преодоление трения ленты конвейера и материала о направляющие борта, $N_{борт} = 0{,}14\ L_{борт} v$;

K_c — коэффициент, зависящий от массы роликоопор, ширины и типа ленты; для резинотканевых лент:

Ширина ленты, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
K_c	90	115	250	310	370	480	600	760

K_1 — коэффициент, зависящий от длины конвейера:

Длина, м	До 15	16—30	31—50	Более 50
K_1	1,2	1,1	1,02	1,0

K_2 — коэффициент, учитывающий форму трассы конвейера; без перегибов трассы $K_2=1,1$; с перегибами трассы $K_2=1,1\div0,03\ z$, где z — число перегибов; учитываются только выпуклые перегибы; вертикальное натяжное устройство или промежуточный привод приравниваются к двум перегибам; наличие автоматических весов механического типа приравнивается к одному перегибу;

K_3 — коэффициент, учитывающий условия работы конвейеров при транспортировании материалов: пылящих — $K_3=1,05\div1,1$; влажных, липких — $K_3=1,1\div1,15$; в неотапливаемых помещениях — $K_3=1,1\div1,2$;

K_4 — коэффициент, учитывающий наличие разгрузочной тележки; $K_4=1,15$;

$L_г$ — длина горизонтальной проекции конвейера по осям крайних барабанов, м;

H — высота подъема материала, м;

H_0 — дополнительная высота подъема материала при наличии сбрасывающей тележки:

Ширина ленты, мм	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
H_0, м	1,4	1,6	2,3	2,7	3,3	3,5	3,8	4,9

$L_{бокт}$ — длина направляющих бортов, м:

N_1, N_2, N_3 — расчетные значения мощностей, сведены в табл. VIII.4, VIII.5, VIII.6 и VIII.7;

$N_э$ — расчетная мощность электродвигателя, кВт, определяется по формуле

$$N_э = N_б K_п / \eta,$$

где $K_п$ — коэффициент запаса мощности на пуск от неучтенных сопротивлений:

$N_б$, кВт	До 2	3—6	7—10	Более 10
$K_п$	1,8—2,0	1,5—1,7	1,3—1,5	1,15—1,25

Бо́льшие значения $K_п$ принимаются для горизонтальных конвейеров и конвейеров с малым углом подъема;

η — к. п. д. привода при загруженном конвейере.

Продолжение

Длина конвейера $L_г$, м	Производительность конвейера $Q_г$, т/ч																					
	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800	3000	3200	3400	3600
210	2,52	5,04	7,55	10,1	12,6	15,2	17,6	20,2	23,7	25,2	30,2	35,2	40,3	45,3	50,4	55,5	60,5	65,5	70,5	75,6	80,6	85,6	91,0
220	2,80	5,29	7,80	10,6	13,2	15,5	15,4	21,2	23,7	28,4	31,7	36,9	42,4	47,5	52,7	58,0	63,5	68,8	73,9	79,2	84,4	90,0	95,2
230	2,76	5,52	8,30	11,0	13,8	16,6	19,3	22,2	24,8	27,6	33,1	38,6	44,1	49,7	55,2	60,6	66,4	72,0	77,2	82,6	88,3	94,1	99,5
240	2,88	5,77	8,55	11,5	14,4	17,3	20,0	23,1	25,9	28,8	34,6	40,2	46,2	50,8	57,6	63,5	69,3	75,0	80,6	86,4	92,1	98,3	104,0
250	3,00	6,00	9,00	12,0	15,0	18,0	20,9	24,1	27,0	30,0	36,0	42,0	48,0	54,1	60,0	66,0	72,0	78,2	84,0	90,0	96,0	102,0	108,0
260	3,12	6,26	9,36	12,5	15,6	18,7	21,6	25,1	26,1	31,2	37,4	43,7	50,0	56,3	62,4	68,8	75,0	81,3	87,3	94,0	99,6	106,0	112,0
270	3,24	6,47	9,72	13,0	16,2	19,4	22,5	25,9	29,1	32,4	38,8	45,3	51,7	58,5	64,6	71,4	78,0	84,5	90,7	97,5	104,0	110,0	116,0
280	3,55	6,74	10,1	13,4	16,8	20,2	23,4	27,0	30,2	33,6	40,3	47,0	53,7	60,7	67,2	74,0	80,7	87,6	94,0	101,0	107,0	114,0	121,0
290	3,48	6,97	10,4	13,9	17,4	20,9	24,2	27,7	31,3	34,8	41,7	48,7	55,6	62,8	69,5	76,6	83,7	90,7	97,4	104,0	111,0	118,0	125,0
300	3,60	7,20	10,8	14,4	18,0	21,6	25,0	28,7	32,4	36,0	43,2	50,3	57,6	64,9	72,0	79,2	86,5	93,7	101,0	108,0	115,0	122,0	129,0
310	3,72	7,46	11,1	14,9	18,6	22,3	26,9	29,7	33,4	37,2	44,6	52,0	59,5	67,1	74,3	82,0	89,5	97,0	104,0	111,0	119,0	126,0	134,0
320	3,84	7,67	11,5	15,4	19,2	23,0	27,0	30,6	34,5	38,4	46,1	53,7	61,4	69,4	76,6	84,6	92,4	100,0	108,0	115,0	123,0	130,0	138,0
330	3,96	7,92	11,9	15,9	19,8	23,7	27,8	31,6	35,6	39,6	47,6	55,4	63,3	71,4	79,2	87,2	95,2	103,0	111,0	119,0	127,0	134,0	142,0
340	4,07	8,15	12,2	16,3	20,4	24,5	28,4	32,6	36,2	40,7	49,0	57,0	65,2	73,6	81,6	90,0	98,0	106,0	114,0	123,0	130,0	138,0	147,0
350	4,20	8,40	12,6	16,8	21,0	25,2	29,3	33,5	37,8	42,0	50,4	59,7	67,2	75,8	84,0	92,5	101,0	109,0	116,0	126,0	134,0	142,0	151,0
360	4,32	8,65	12,9	17,3	21,6	25,9	30,2	34,4	38,6	43,2	51,8	60,4	69,1	77,9	86,5	95,0	104,0	112,0	121,0	130,0	138,0	146,0	156,0
370	4,44	8,90	13,3	17,8	22,2	26,6	31,0	35,4	40,0	44,4	53,3	62,1	71,0	80,0	88,5	97,8	107,0	115,0	124,0	133,0	142,0	151,0	160,0
380	4,55	9,13	13,7	18,2	22,6	27,3	31,6	36,4	41,0	46,6	54,7	63,6	73,0	82,3	91,2	100,0	110,0	119,0	126,0	137,0	146,0	155,0	164,0
390	4,68	9,36	13,9	18,7	23,4	28,1	32,7	37,4	42,1	46,6	55,6	65,5	74,5	84,4	93,5	103,0	113,0	121,0	131,0	140,0	150,0	159,0	166,0
400	4,80	9,60	14,4	19,2	24,0	28,6	33,5	38,4	43,2	48,0	57,6	67,1	76,6	86,6	96,0	106,0	116,0	125,0	134,0	144,0	154,0	163,0	173,0
410	4,92	9,35	14,7	19,7	24,6	29,5	34,4	39,3	44,3	49,2	59,0	68,7	76,7	88,8	98,5	108,0	118,0	128,0	137,0	148,0	157,0	167,0	177,0
420	5,04	10,1	15,2	20,2	25,2	30,2	35,2	40,3	45,4	50,4	60,5	70,6	80,5	90,9	101,0	111,0	121,0	132,0	141,0	152,0	161,0	171,0	181,0
430	5,15	10,3	15,5	20,6	25,6	31,0	36,0	41,3	46,3	51,6	62,0	72,2	82,6	93,0	103,0	113,0	124,0	134,0	144,0	155,0	165,0	175,0	186,0
440	5,26	10,6	15,8	21,1	26,4	31,6	36,6	42,2	47,5	52,6	63,4	72,9	84,5	95,1	105,0	115,0	127,0	137,0	148,0	158,0	169,0	180,0	190,0
450	5,40	10,8	16,2	21,6	27,0	32,4	37,7	43,2	48,6	54,0	64,9	75,6	86,4	97,4	108,0	119,0	130,0	140,0	151,0	162,0	173,0	184,0	194,0
460	5,52	11,0	16,6	22,1	27,6	33,1	38,6	44,1	49,6	55,2	55,2	77,2	88,2	99,5	110,0	121,0	133,0	143,0	154,0	166,0	177,0	188,0	198,0
470	5,64	11,3	16,9	22,6	28,2	33,8	39,4	45,0	50,7	55,4	67,7	79,0	90,2	101,0	113,0	124,0	136,0	147,0	158,0	169,0	180,0	192,0	203,0
480	5,75	11,5	17,3	23,0	28,8	34,6	40,0	46,0	51,6	57,5	69,2	80,5	92,2	103,0	115,0	127,0	139,0	150,0	161,0	173,0	184,0	195,0	207,0
490	5,57	11,6	17,6	23,6	29,4	35,3	41,2	46,9	52,8	58,7	70,7	82,2	94,0	105,0	118,0	129,0	141,0	153,0	164,0	177,0	188,0	201,0	212,0
500	6,00	12,0	18,0	24,0	30,0	36,0	42,0	48,0	54,0	60,0	72,0	84,0	96,0	106,0	120,0	132,0	144,0	155,0	168,0	180,0	192,0	204,0	216,0

Средние значения к. п. д. приводов загруженных η и незагруженных конвейеров равны:

Тип редуктора	Одноступенчатый	Двухступенчатый	Трехступенчатый
η	0,97	0,94	0,92
η_x	0,67	0,65	0,63

По N_c из каталога выбирается электродвигатель ближайшей большей мощности ($N_у$).

При мощности 100 кВт и более принимается электродвигатель с фазовым ротором.

В отдельных случаях для правильного решения электроснабжения определяется статический пусковой момент загруженного конвейера по специальным методикам (например, института Механобр).

Расчетная скорость вращения приводного барабана, об/мин, определяется по формуле

$$n_б = 60v/(\pi D),$$

где v — скорость движения ленты, м/с;

D — диаметр барабана, м.

Расчетное передаточное число редуктора $i_р = n/n_б$,

где n — частота вращения двигателя, об/мин, принимается по паспортным данным для рекомендуемой номинальной частоты 1500 об/мин, $n = 1000$ об/мин принимается в исключительных случаях.

На основании расчетных величин v, $N_э$, $i_р$ из каталога конвейерного оборудования заводов-изготовителей подбирается комплектовка привода, после чего определяется фактическая скорость ленты по формуле

$$v = \pi D n/(60 i_р).$$

Выбор барабанов

Диаметр приводных барабанов определяется в зависимости от передаваемого крутящего момента, кгс/м, который рассчитывается по формуле

$$M_{кр} = 51 N_c D/v.$$

Окружное усилие, кгс, на приводном барабане

$$P = 102 N_c/v.$$

По полученному значению крутящего момента и по заводским данным выбирается необходимый типоразмер приводного барабана.

Для работы во влажной атмосфере, на открытом воздухе и при транспортировке влажных материалов всегда принимаются футерованные барабаны.

Мощность N_1, расходуемая на холостой ход ленты,

Длина конвейера $L_т$, м	Ширина 500				600				800				1000	
	Скорость 0,8	1,0	1,25	1,60	0,8	1,0	1,25	1,60	1,0	1,25	1,60	2,0	1,0	1,25
5	0,04	0,05	0,06	0,07	0,04	0,06	0,07	0,09	0,12	0,15	0,20	0,25	0,15	0,19
10	0,07	0,09	0,11	0,14	0,09	0,11	0,14	0,18	0,25	0,31	0,40	0,50	0,31	0,38
15	0,11	0,13	0,17	0,22	0,13	0,17	0,21	0,27	0,37	0,47	0,60	0,75	0,46	0,59
20	0,14	0,18	0,23	0,29	0,18	0,23	0,28	0,36	0,50	0,62	0,80	1,00	0,62	0,77
25	0,18	0,23	0,28	0,36	0,23	0,29	0,36	0,46	0,62	0,78	1,00	1,25	0,77	0,96
30	0,22	0,27	0,34	0,43	0,27	0,34	0,42	0,55	0,75	0,94	1,20	1,50	0,93	1,16
35	0,25	0,31	0,39	0,50	0,32	0,40	0,50	0,64	0,87	1,09	1,40	1,75	1,08	1,35
40	0,29	0,36	0,45	0,58	0,36	0,46	0,57	0,73	1,00	1,25	1,60	2,00	1,24	1,55
45	0,32	0,41	0,51	0,65	0,41	0,51	0,64	0,82	1,12	1,40	1,80	2,25	1,39	1,74
50	0,35	0,45	0,56	0,72	0,46	0,57	0,71	0,92	1,25	1,56	2,00	2,50	1,55	1,93
55	0,40	0,49	0,62	0,79	0,50	0,63	0,78	1,01	1,37	1,72	2,20	2,75	1,70	2,13
60	0,43	0,54	0,67	0,86	0,55	0,69	0,86	1,10	1,50	1,87	2,40	3,00	1,88	2,32
65	0,47	0,59	0,73	0,94	0,60	0,75	0,93	1,19	1,62	2,03	2,60	3,25	2,01	2,52
70	0,50	0,63	0,79	1,01	0,64	0,80	1,00	1,23	1,75	2,19	2,80	3,50	2,17	2,71
75	0,54	0,67	0,84	1,08	0,69	0,86	1,07	1,39	1,87	2,34	3,00	3,75	2,32	2,90
80	0,58	0,72	0,90	1,15	0,73	0,92	1,14	1,47	2,00	2,50	3,20	4,00	2,48	3,10
85	0,61	0,77	0,96	1,22	0,78	0,98	1,21	1,56	2,12	2,65	3,40	4,25	2,63	3,29
90	0,65	0,81	1,01	1,30	0,82	1,03	1,28	1,65	2,25	2,81	3,60	4,50	2,79	3,43
95	0,68	0,85	1,07	1,37	0,87	1,09	1,35	1,75	2,37	2,95	3,60	4,75	2,94	3,66
100	0,72	0,90	1,13	1,44	0,92	1,15	1,43	1,84	2,50	3,12	4,00	5,00	3,10	3,87
105	0,76	0,95	1,18	1,51	0,96	1,20	1,50	1,93	2,62	3,25	4,20	5,25	3,25	4,07
110	0,79	0,99	1,24	1,58	1,01	1,26	1,57	2,02	2,75	3,43	4,40	5,50	3,41	4,28
115	0,83	1,03	1,29	1,66	1,06	1,32	1,64	2,11	2,87	3,59	4,60	5,75	3,56	4,45
120	0,86	1,08	1,35	1,73	1,10	1,38	1,71	2,20	3,00	3,75	4,80	6,00	3,72	4,65
125	0,90	1,13	1,41	1,80	1,15	1,44	1,79	2,30	3,12	3,90	5,00	6,25	3,87	4,84
130	0,94	1,17	1,46	1,87	1,19	1,49	1,86	2,39	3,25	4,06	5,20	6,50	4,03	5,03
135	0,97	1,21	1,52	1,94	1,24	1,55	1,93	2,48	3,37	4,22	5,40	6,75	4,18	5,23
140	1,01	1,26	1,57	2,02	1,29	1,61	2,00	2,57	3,50	4,37	5,60	7,00	4,34	5,42
145	1,04	1,31	1,63	2,09	1,33	1,67	2,07	2,67	3,62	4,53	5,80	7,25	4,49	5,62
150	1,08	1,35	1,69	2,16	1,38	1,72	2,14	2,75	3,75	4,68	6,00	7,50	4,65	5,81
155	1,12	1,39	1,74	2,23	1,43	1,78	2,28	2,85	3,87	4,84	6,20	7,75	4,81	6,01
160	1,15	1,44	1,80	2,30	1,47	1,84	2,30	2,94	4,00	5,00	6,40	8,00	4,96	6,20
165	1,19	1,49	1,86	2,38	1,52	1,90	2,37	3,04	4,13	5,16	6,60	8,25	5,11	6,39
170	1,22	1,53	1,91	2,45	1,56	1,95	2,44	3,13	4,25	5,31	6,80	8,50	5,27	6,59
175	1,26	1,57	1,97	2,52	1,61	2,01	2,51	3,22	4,37	5,47	7,00	8,75	5,43	6,78
180	1,30	1,62	2,03	2,59	1,66	2,07	2,59	3,31	4,50	5,63	7,20	9,00	5,58	6,97
185	1,33	1,67	2,08	2,66	1,70	2,13	2,66	3,40	4,63	5,78	7,40	9,25	5,73	7,17
190	1,37	1,71	2,14	2,74	1,75	2,19	2,73	3,50	4,75	5,94	7,60	9,50	5,89	7,36
195	1,40	1,75	2,19	2,81	1,79	2,24	2,80	3,59	4,87	6,09	7,80	9,75	6,05	7,56
200	1,44	1,80	2,25	2,88	1,84	2,30	2,87	3,68	5,00	6,25	8,00	10,0	6,20	7,75
205	1,48	1,85	2,31	2,95	2,89	2,36	2,95	3,77	5,13	6,41	8,20	10,3	6,35	7,94
210	1,51	1,89	2,36	3,02	1,93	2,41	3,02	3,88	5,25	6,56	8,40	10,5	6,51	8,14
215	1,55	1,94	2,42	3,10	1,98	2,47	3,09	3,96	3,37	6,72	8,60	10,7	6,67	8,33
220	1,58	1,98	2,47	3,17	2,02	2,53	3,16	4,05	5,50	6,37	8,80	11,0	6,82	8,53
225	1,62	2,03	2,53	3,24	2,07	2,59	3,23	4,14	5,63	7,03	9,00	11,3	6,97	8,72
230	1,66	2,07	2,59	3,31	2,12	2,65	3,31	4,25	5,75	7,19	9,20	11,5	7,13	8,91
235	1,69	2,11	2,64	3,38	2,16	2,70	3,38	4,32	5,87	7,84	9,40	11,7	7,29	9,11
240	1,73	2,16	2,70	3,46	2,21	2,76	3,45	4,42	6,00	7,50	9,60	12,0	7,44	9,30
245	1,76	2,21	2,76	3,53	2,25	2,82	3,52	4,51	6,13	7,65	9,80	12,3	7,59	9,49
250	1,80	2,25	2,81	3,60	2,30	2,37	3,59	4,60	6,25	7,81	10,0	12,5	7,75	9,69
255	1,84	2,29	2,87	3,67	2,85	2,93	3,65	4,69	6,37	7,97	10,2	12,7	7,90	9,88
260	1,87	2,34	2,93	3,74	2,39	2,98	3,74	4,78	6,50	8,13	10,4	13,0	8,06	10,1
265	1,91	2,39	2,98	3,82	2,44	3,05	3,81	4,88	6,63	8,26	10,6	13,3	8,21	10,3
270	1,94	2,43	3,04	3,89	2,48	3,11	3,88	4,97	6,75	8,44	10,8	13,5	8,37	10,5
275	1,96	2,47	3,09	3,97	2,53	3,16	3,95	5,06	6,87	8,59	11,0	13,7	8,53	10,7
280	2,02	2,52	3,15	4,03	2,58	3,22	4,02	5,15	7,00	8,75	11,2	14,0	8,68	10,9
285	2,05	2,57	3,21	4,10	2,62	3,28	4,09	5,24	7,13	8,91	11,4	14,3	8,83	11,0
290	2,09	2,61	3,26	4,18	2,61	3,33	4,17	5,34	7,25	9,06	11,6	14,5	8,99	11,2
295	2,12	2,65	3,32	4,25	2,71	3,39	4,24	5,43	7,37	9,22	11,8	14,7	9,15	11,4
300	2,16	2,70	3,37	4,32	2,76	3,45	4,31	5,52	7,50	9,37	12,0	15,0	9,30	11,6

Таблица VIII.4

для конвейеров с резинотканевой лентой, кВт

ленты B, мм	1000			1200					1400				
ленты v, м/с	1,60	2,0	2,5	1,0	1,25	1,60	2,0	2,5	1,25	1,60	2,0	2,5	3,15
	0,24	0,33	0,41	0,20	0,23	0,33	0,37	0,46	0,37	0,48	0,60	0,75	0,95
	0,49	0,62	0,77	0,37	0,46	0,59	0,74	0,92	0,75	0,96	1,20	1,50	1,89
	0,74	0,93	1,16	0,55	0,69	0,86	1,10	1,39	1,13	1,44	1,80	2,25	2,83
	0,95	1,24	1,55	0,74	0,92	1,16	1,48	1,85	1,50	1,92	2,40	3,00	3,78
	1,24	1,55	1,93	0,92	1,16	1,48	1,85	2,31	1,87	2,40	3,00	3,75	4,73
	1,49	1,88	2,32	1,11	1,39	1,77	2,22	2,77	2,25	2,88	3,60	4,50	5,67
	1,73	2,17	2,71	1,29	1,62	2,07	2,59	3,24	2,63	3,36	4,20	5,25	6,61
	1,98	2,48	3,10	1,48	1,85	2,37	2,96	3,70	3,00	3,84	4,80	6,00	7,56
	2,23	2,79	3,49	1,66	2,08	2,66	3,33	4,16	3,37	4,32	5,40	6,75	8,51
	2,48	3,10	3,87	1,85	2,31	2,96	3,70	4,63	3,75	4,80	6,00	7,50	9,45
	2,72	3,41	4,26	2,03	2,54	3,25	4,07	5,09	4,13	5,28	6,60	8,25	10,4
	2,97	3,72	4,63	2,22	2,77	3,55	4,44	5,55	4,50	5,76	7,20	9,11	11,3
	3,22	4,03	5,03	2,40	3,00	3,85	4,81	6,01	4,87	6,24	7,80	9,75	12,3
	3,47	4,34	5,42	2,59	3,24	4,14	5,18	6,47	5,25	6,72	8,40	10,5	13,2
	3,70	4,65	5,81	2,77	3,47	4,44	5,55	6,91	5,63	7,20	9,00	11,3	14,2
	3,98	4,96	6,20	2,96	3,70	4,73	5,92	7,40	6,00	7,68	9,60	12,0	15,1
	4,21	5,27	6,59	3,14	3,93	5,03	6,29	7,66	6,37	8,16	10,20	12,7	16,1
	4,46	5,58	6,97	3,33	4,16	5,33	6,66	8,33	6,75	8,64	10,80	13,5	17,0
	5,00	5,39	7,36	3,51	4,40	5,62	7,03	8,79	7,13	9,12	11,40	14,3	17,9
	4,95	6,20	7,75	3,70	4,62	5,92	7,40	9,25	7,50	9,60	12,0	15,0	18,9
	5,24	6,51	8,13	3,88	4,85	6,21	7,77	9,71	7,85	10,1	12,6	15,7	19,8
	5,45	6,82	8,52	4,07	5,09	6,51	8,14	10,2	8,25	10,6	13,2	16,5	20,8
	5,70	7,13	8,91	4,25	5,32	6,81	8,51	10,6	8,63	11,0	13,8	17,3	21,7
	5,95	7,44	9,30	4,44	5,55	7,10	8,88	11,1	9,00	11,5	14,4	18,0	22,7
	6,20	7,75	9,68	4,62	5,78	7,40	9,25	11,6	9,37	12,0	15,0	18,7	23,6
	6,45	8,06	10,0	4,81	6,01	7,70	9,60	12,0	9,75	12,5	15,6	19,5	24,6
	6,70	8,37	10,46	4,99	6,24	7,99	10,0	12,5	10,10	13,0	16,2	20,3	25,5
	6,94	8,68	10,85	5,18	6,47	8,23	10,4	12,9	10,50	13,4	16,8	21,0	26,5
	7,19	8,99	11,23	5,36	6,70	8,58	10,7	13,4	10,90	13,9	17,4	21,7	27,4
	7,44	9,30	11,62	5,55	6,93	8,86	11,1	13,9	11,30	14,4	19,0	22,5	28,3
	7,69	9,61	12,0	5,73	7,17	9,16	11,5	14,3	11,6	14,9	18,6	23,3	29,3
	7,94	9,92	12,4	5,92	7,40	9,47	11,8	14,8	12,0	15,4	19,2	24,0	30,2
	8,18	10,2	12,8	6,11	7,63	9,77	12,2	15,3	12,4	15,8	19,8	24,7	31,2
	8,43	10,5	13,2	6,29	7,88	10,1	12,6	15,7	12,7	16,3	20,4	25,5	32,1
	8,68	10,9	13,5	6,47	8,09	10,4	12,9	16,2	13,1	16,8	21,0	26,3	33,1
	8,93	11,2	13,9	6,66	8,33	10,7	13,3	16,7	13,5	17,3	21,6	27,0	34,0
	9,18	11,5	14,3	6,85	9,56	10,9	13,7	17,1	13,9	17,8	22,2	27,7	35,0
	9,42	11,8	14,7	7,03	8,79	11,2	14,1	17,6	14,3	18,2	22,8	25,5	35,9
	9,67	12,1	15,1	7,21	9,02	11,5	14,4	18,0	14,6	18,7	23,4	29,3	36,9
	9,92	12,4	15,5	7,40	9,25	11,8	14,8	18,5	15,0	19,2	24,0	30,0	37,8
	10,2	12,7	15,9	7,59	9,49	12,1	15,2	18,0	15,4	19,7	24,6	30,7	38,7
	10,4	13,0	16,3	7,71	9,71	12,4	15,5	19,4	15,7	20,2	25,2	31,5	39,7
	10,7	13,3	16,7	7,95	9,94	12,7	15,9	19,9	16,1	20,6	25,8	32,3	40,6
	10,9	13,6	17,1	8,14	10,2	13,0	16,3	20,3	16,5	21,1	26,4	33,0	41,6
	11,2	13,9	17,4	8,33	10,4	13,3	16,7	20,8	16,9	21,6	27,0	33,7	42,5
	11,4	14,3	17,8	8,51	10,6	13,6	17,0	21,3	17,3	22,1	27,6	34,5	43,5
	11,7	14,6	18,2	8,69	10,9	13,9	17,4	21,7	17,6	22,6	28,2	35,3	44,4
	11,9	14,9	18,6	8,88	11,1	14,2	17,8	22,2	18,0	23,0	28,8	36,0	45,4
	12,1	15,2	19,0	9,07	11,3	14,5	18,1	22,7	18,4	23,5	29,4	36,7	46,3
	12,4	15,5	19,4	9,25	11,6	14,8	18,5	23,1	18,7	24,0	30,0	37,5	47,3
	12,6	15,8	19,8	9,43	11,8	15,1	18,9	23,6	19,1	24,5	30,6	38,3	48,2
	12,9	16,1	20,1	9,62	12,0	15,4	19,2	24,1	19,5	25,0	31,2	39,0	49,1
	13,1	16,4	20,5	9,81	12,3	15,7	19,6	24,5	19,9	25,4	31,8	39,7	50,1
	13,4	16,7	20,9	9,99	12,5	16,0	20,0	25,0	20,3	25,9	32,4	40,5	51,0
	13,6	17,1	21,3	10,2	12,7	16,3	20,3	25,4	20,6	26,4	33,3	41,3	52,0
	13,9	17,4	21,7	10,4	12,9	16,6	20,7	25,9	21,0	26,9	33,6	42,0	52,9
	14,1	17,7	22,0	10,5	13,2	16,9	21,1	26,4	21,4	27,4	34,2	42,7	53,9
	14,4	18,0	22,5	10,7	13,4	17,2	21,5	26,8	21,7	27,8	34,8	43,5	54,8
	14,6	18,3	22,9	10,9	13,6	17,5	21,8	27,3	22,1	28,3	35,4	44,3	55,8
	14,9	18,6	23,3	11,1	13,9	17,8	22,2	27,7	22,5	28,8	36,0	45,0	56,7

Таблица VIII.5

Мощность N_1, расходуемая на холостой ход ленты, для конвейеров с резинотканевой лентой, кВт

Длина конвейера $L_г$, м	Ширина ленты B, мм									
	1600					2000				
	Скорость ленты v, м/с									
	1,25	1,60	2,0	2,5	3,15	1,25	1,60	2,0	2,5	3,15
5	0,29	0,38	0,47	0,58	0,74	0,47	0,67	0,76	0,95	1,19
10	0,58	0,76	0,94	1,17	1,47	0,95	1,22	1,52	1,90	2,39
15	0,88	1,13	1,41	1,76	2,21	1,42	1,83	2,28	2,85	3,58
20	1,17	1,51	1,88	2,34	2,95	1,90	2,43	3,04	3,80	4,80
25	1,46	1,88	2,35	2,93	3,69	2,38	3,04	3,80	4,75	5,98
30	1,76	2,26	2,82	3,52	4,43	2,85	3,65	4,56	6,70	7,17
35	2,05	2,64	3,30	4,10	5,15	3,32	4,25	5,33	6,65	8,35
40	2,34	3,02	3,76	4,70	5,90	3,80	4,85	6,09	7,60	9,55
45	2,64	3,40	4,24	5,28	6,64	4,28	5,47	6,85	8,55	10,7
50	2,93	3,77	4,70	5,87	7,37	4,75	6,07	7,60	9,50	12,0
55	3,22	4,15	5,17	6,45	8,10	5,22	6,70	8,37	10,5	13,2
60	3,52	4,53	5,65	7,05	8,85	5,70	7,30	9,12	11,4	14,3
65	3,81	4,90	6,10	7,62	9,60	6,18	7,90	9,90	12,4	15,5
70	4,10	5,26	6,60	8,20	10,3	6,65	8,50	10,6	13,3	16,7
75	4,40	5,65	7,05	8,80	11,1	7,12	9,10	11,4	14,3	17,9
80	4,69	6,03	7,62	9,37	11,8	7,60	9,74	12,1	15,2	19,1
85	4,97	6,40	8,00	9,97	12,5	8,07	10,3	12,9	16,2	20,3
90	5,26	6,80	8,45	10,4	13,3	8,55	10,9	13,7	17,1	21,5
95	5,56	7,16	8,95	11,1	13,9	9,00	11,5	14,4	18,1	22,7
100	5,85	7,55	9,40	11,7	14,7	9,50	12,2	15,2	19,0	23,9
105	6,15	7,85	9,90	12,3	15,5	10,0	12,8	16,0	20,0	25,1
110	6,45	8,23	10,3	12,9	16,2	10,4	13,4	16,7	21,0	26,3
115	6,73	8,60	10,8	13,5	17,0	10,9	14,0	17,5	21,9	27,5
120	7,03	9,00	11,3	14,0	17,7	11,4	14,6	18,3	22,8	28,7
125	7,34	9,35	11,7	14,6	18,4	11,9	15,2	19,0	23,8	30,0
130	7,62	9,73	12,2	15,2	19,2	12,3	15,8	19,8	24,8	31,1
135	7,90	10,2	12,7	15,8	19,9	12,8	16,4	20,0	25,7	32,3
140	8,20	10,6	13,1	16,4	20,7	13,3	17,0	21,3	26,7	33,5
145	8,50	10,9	13,6	17,0	21,4	13,8	17,6	22,0	27,6	34,7
150	8,80	11,3	14,1	17,5	22,2	14,2	18,2	22,8	28,6	35,9

Продолжение

Длина конвейера $L_г$, м	Ширина ленты B, мм									
	1600					2000				
	Скорость ленты v, м/с									
	1,25	1,60	2,0	2,5	3,15	1,25	1,60	2,0	2,5	3,15
160	9,40	12,1	15,0	18,7	23,6	15,2	19,5	24,3	30,3	38,3
170	10,0	12,8	16,0	19,9	25,1	16,2	20,7	25,9	32,4	40,7
180	10,6	13,5	16,9	21,0	26,6	17,1	21,9	27,2	34,3	43,0
190	11,2	14,3	17,8	22,2	28,1	18,0	23,1	29,0	36,2	45,5
200	11,8	15,1	18,8	23,4	29,5	19,0	24,3	30,4	38,0	48,0
210	12,3	15,8	19,7	24,6	31,0	19,9	25,3	32,0	40,0	50,2
220	12,9	16,6	20,6	25,8	32,5	20,8	26,8	33,4	42,0	52,6
230	13,5	17,3	21,6	26,9	34,0	21,8	28,0	35,0	44,0	55,0
240	14,1	18,1	22,6	28,1	35,4	22,8	29,2	36,5	45,6	57,5
250	14,7	18,8	23,5	29,2	36,9	23,7	30,4	38,0	47,6	60,0
260	15,2	19,6	24,2	30,4	38,4	24,7	31.6	39,5	49,6	62,2
270	15,9	20,4	25,4	31,6	39,9	25,6	32,8	41,0	51,5	64,5
280	16,5	21,1	26,3	32,8	41,4	26,6	34,0	42,6	53,3	67,0
290	17,0	21,9	27,2	34,0	42,7	27,5	35,2	44,0	55,2	69,5
300	17,6	22,8	28,2	35,2	44,3	28,4	36,4	45,5	57,0	72,0
310	18,2	23,4	29,1	35,3	45,7	29,4	37,6	47,2	59,0	74,2
320	18,7	24,1	30,0	37,4	47,2	30,0	38,9	48,7	61,0	76,5
330	19,4	24,9	31,0	38,6	48,8	31,1	40,0	50,2	63,0	79,0
340	20,0	25,6	31,9	39,8	50,2	32,1	41,4	51,7	64,7	81,5
350	20,5	26,4	32,8	41,0	51,6	33,0	42,5	53,2	66,6	83,7
360	21,1	27,2	33,8	42,1	53,2	34 0	43,7	54,8	68,5	86,0
370	21,7	27,9	34,8	43,3	54,7	35,0	45,0	56,4	70,1	88,5
380	22,3	28,6	35,7	44,5	56,0	35,0	46,2	57,9	72,5	91,0
390	22,8	29,4	36,6	45,7	57,5	37,0	47,5	59,4	74,3	93,0
400	23,4	30,2	37,6	46,8	59,0	37,8	48,6	61,0	76,0	95,8
410	24,0	30,8	38,5	48,0	60,5	38,8	49,4	62,4	78,0	98,0
420	24,6	31,6	39,5	49,2	62,0	39.7	51,0	64,0	80,0	100,0
430	25,2	32,4	40,4	50,4	63,5	40,6	62,2	65,4	82,0	100,3
440	25,8	33,2	41,4	51,5	65,0	41,6	53,5	67,0	84,0	100,5
450	26,4	33,9	42,4	52,7	66,6	42,6	54,6	66,5	85,8	100,8

Таблица VIII.6

Мощность N_2, расходуемая на перемещение материала в горизонтальном направлении, при производительности Q и длине L, кВт

Длина конвейера L, м	Производительность конвейера Q, т/ч													
	5	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	200	300	400
5	—	0,01	0,01	0,02	0,02	0,03	0,04	0,04	0,05	0,05	0,06	0,12	0,18	0,24
10	0,01	0,01	0,02	0,04	0,06	0,06	0,07	0,08	0,10	0,11	0,12	0,24	0,36	0,48
15	0,01	0,02	0,04	0,03	0,07	0,09	0,11	0,12	0,14	0,16	0,18	0,36	0,54	0,72
20	0,01	0,02	0,03	0,07	0,10	0,12	0,14	0,17	0,19	0,22	0,24	0,48	0,72	0,96
25	0,02	0,03	0,06	0,09	0,12	0,15	0,18	0,21	0,24	0,27	0,30	0,60	0,90	1,20
30	0,02	0,04	0,07	0,11	0,14	0,18	0,22	0,25	0,29	0,32	0,36	0,72	1,08	1,44
35	0,02	0,04	0,05	0,13	0,17	0,21	0,25	0,29	0,34	0,36	0,42	0,84	1,28	1,68
40	0,02	0,03	0,10	0,14	0,19	0,24	0,29	0,34	0,38	0,48	0,48	0,95	1,44	1,92
45	0,03	0,05	0,11	0,16	0,22	0,27	0,32	0,36	0,48	0,49	0,54	1,08	1,62	2,16
50	0,03	0,08	0,12	0,18	0,24	0,30	0,36	0,42	0,48	0,64	0,60	1,20	1,80	2,40
55	0,03	0,07	0,13	0,20	0,26	0,33	0,40	0,46	0,53	0,59	0,66	1,32	1,96	2,64
60	0,04	0,07	0,14	0,22	0,29	0,38	0,45	0,50	0,58	0,65	0,72	1,44	2,16	2,88
65	0,04	0,08	0,16	0,23	0,31	0,39	0,47	0,55	0,62	0,70	0,78	1,50	2,34	3,12
70	0,04	0,08	0,17	0,25	0,34	0,42	0,50	0,59	0,67	0,76	0,84	1,68	2,52	3,36
75	0,04	0,09	0,18	0,27	0,36	0,45	0,54	0,63	0,72	0,81	0,90	1,80	2,70	3,60
80	0,03	0,10	0,19	0,29	0,38	0,48	0,58	0,67	0,77	0,86	0,96	1,92	2,88	3,84
85	0,08	0,10	0,20	0,31	0,41	0,51	0,61	0,71	0,82	0,92	1,02	2,04	3,06	4,08
90	0,08	0,11	0,22	0,32	0,43	0,54	0,65	0,76	0,86	0,97	1,08	2,16	3,24	4,32
95	0,06	0,11	0,23	0,34	0,48	0,57	0,68	0,80	0,91	1,03	1,14	2,28	3,42	4,50
100	0,06	0,12	0,24	0,36	0,48	0,60	0,72	0,84	0,96	1,08	1,20	2,40	3,60	4,80
110	0,07	0,13	0,26	0,39	0,53	0,66	0,79	0,92	1,05	1,18	1,32	2,61	3,64	5,28
120	0,07	0,14	0,29	0,43	0,58	0,71	0,86	1,00	1,15	1,30	1,44	2,93	4,32	5,79
130	0,08	0,16	0,31	0,47	0,62	0,78	0,91	1,09	1,24	1,40	1,57	3,12	4,67	6,22
140	0,08	0,17	0,33	0,50	0,67	0,84	1,01	1,17	1,34	1,51	1,68	3,28	5,02	6,74
150	0,09	0,16	0,36	0,54	0,72	0,90	1,08	1,28	1,44	1,62	1,50	3,58	5,40	7,23
160	0,10	0,19	0,38	0,58	0,77	0,96	1,15	1,34	1,53	1,73	1,92	3,82	5,76	7,67
170	0,10	0,20	0,40	0,61	0,81	1,02	1,22	1,42	1,63	1,84	2,04	4,00	6,12	8,09
180	0,11	0,22	0,43	0,75	0,86	1,08	1,86	1,50	1,72	1,95	2,16	4,28	6,49	6,66
190	0,11	0,23	0,45	0,68	0,91	1,14	1,37	1,59	1,82	2,04	2,28	4,53	6,84	9,12
200	0,12	0,24	0,48	0,72	0,96	1,20	1,44	1,68	1,92	2,18	2,40	4,81	7,20	9,57

Продолжение

Длина конвейера L, м	Производительность конвейера Q, т/ч												
	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400
5	0,60	0,36	0,42	0,48	0,54	0,60	0,72	0,84	0,96	1,08	1,20	1,32	1,44
10	0,60	0,72	0,84	0,96	1,08	1,20	1,44	1,68	1,92	2,16	2,40	2,64	2,88
15	0,90	1,08	1,26	1,44	1,62	1,80	2,16	2,52	2,88	3,24	3,60	3,96	4,32
20	1,20	1,44	1,68	1,92	2,16	2,40	2,88	3,36	3,84	4,32	4,80	5,30	5,76
25	1,50	1,80	2,10	2,40	2,70	3,00	3,60	4,20	4,80	5,40	6,00	6,72	7,47
30	1,80	2,16	2,52	2,88	3,24	3,60	4,32	5,04	5,72	6,48	7,20	7,95	8,64
35	2,10	2,52	2,94	3,36	3,78	4,20	5,04	5,88	6,76	7,56	8,44	9,26	10,1
40	2,40	2,88	3,36	3,84	4,32	4,80	5,76	6,72	7,68	8,64	9,60	10,6	11,5
45	2,70	3,24	3,78	4,32	4,90	5,40	6,48	7,56	8,64	9,72	10,8	11,8	12,9
50	3,00	3,60	4,20	4,80	5,40	6,00	7,20	8,40	9,60	10,8	12,0	13,2	14,4
55	3,30	3,96	4,62	5,28	5,94	6,60	7,92	9,24	10,6	11,9	13,2	14,5	15,8
60	3,60	4,32	5,04	5,76	6,48	7,20	8,64	10,1	11,5	13,0	14,4	15,8	17,2
65	3,90	4,68	5,46	6,24	7,02	7,80	9,36	10,9	12,5	14,0	15,6	17,2	18,7
70	4,20	5,04	5,86	6,72	7,56	8,40	10,1	11,8	13,4	15,1	16,8	18,4	20,1
75	4,50	5,40	6,30	7,20	8,10	9,00	10,8	12,6	14,4	16,2	18,0	19,8	21,6
80	4,50	5,76	6,72	7,68	8,64	9,60	11,5	13,4	15,4	17,3	19,2	21,1	23,0
85	5,10	6,12	7,17	8,18	9,18	10,2	12,2	14,3	16,4	18,4	20,4	22,4	24,4
90	5,40	6,48	7,58	8,64	9,72	10,8	13,0	15,1	17,3	19,4	21,5	23,7	25,9
95	5,70	6,84	8,00	9,12	10,3	11,4	13,7	16,0	18,2	20,5	22,3	25,0	27,3
100	6,00	7,20	8,40	9,60	10,8	12,0	14,4	16,8	19,2	21,8	24,0	26,4	28,6
110	6,62	7,96	9,18	10,5	11,8	13,2	15,8	18,3	21,1	23,8	26,3	29,0	31,6
120	7,13	8,57	10,0	11,5	13,0	14,4	17,2	20,0	23,0	25,9	28,6	31,7	34,5
130	7,79	9,42	10,9	12,4	14,0	15,7	18,7	21,7	24,9	28,0	31,2	34,3	37,4
140	8,43	10,1	11,7	13,4	15,1	16,8	20,2	23,4	26,8	30,2	33,6	37,0	40,3
150	9,00	10,3	12,6	14,4	18,2	18,0	21,6	25,0	28,7	32,4	36,0	39,8	43,2
160	9,58	11,5	13,4	15,3	17,3	19,0	23,0	26,7	30,8	34,6	38,2	42,3	46,0
170	10,2	12,2	14,2	16,3	18,4	20,4	24,2	28,4	32,8	36,7	40,6	45,0	48,5
180	10,8	13,0	15,0	17,2	19,5	21,8	25,8	30,0	34,5	38,9	43,3	47,5	51,8
190	11,4	13,7	15,9	18,2	20,4	22,8	27,3	31,8	36,4	41,0	45,7	50,0	54,7
200	12,0	14,4	16,8	19,2	21,6	24,0	28,8	33,4	38,3	43,3	48,0	52,9	57,6

Общая высота подъема $H+H_0$, м	Производительность														
	5	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100	200	300	400	500
1	0,01	0,03	0,05	0,08	0,11	0,14	0,16	0,19	0,22	0,24	0,27	0,54	0,82	1,09	1,36
2	0,03	0,05	0,11	0,16	0,22	0,27	0,33	0,38	0,43	0,49	0,54	1,09	1,63	2,18	2,72
3	0,04	0,08	0,16	0,24	0,33	0,41	0,49	0,57	0,68	0,73	0,82	1,63	2,45	3,26	4,08
4	0,05	0,11	0,22	0,33	0,44	0,54	0,65	0,76	0,87	0,98	1,09	2,18	3,26	4,35	5,44
5	0,07	0,14	0,27	0,41	0,54	0,68	0,82	0,95	1,09	1,22	1,36	2,72	4,08	5,44	6,80
6	0,08	0,16	0,33	0,49	0,65	0,82	0,98	1,14	1,30	1,47	1,63	3,26	4,90	6,53	8,16
7	0,09	0,19	0,38	0,57	0,76	0,95	1,14	1,33	1,52	1,71	1,90	3,81	5,71	7,62	9,52
8	0,11	0,22	0,43	0,65	0,87	1,09	1,30	1,52	1,74	1,96	2,18	4,35	6,53	8,70	10,9
9	0,12	0,24	0,49	0,73	0,98	1,22	1,47	1,71	1,96	2,20	2,45	4,90	7,34	9,79	12,2
10	0,14	0,27	0,54	0,82	1,09	1,36	1,63	1,90	2,18	2,45	2,72	5,44	8,16	10,6	13,6
11	0,15	0,30	0,60	0,90	1,20	1,50	1,79	2,09	2,39	2,69	2,99	5,89	8,98	12,0	15,0
12	0,16	0,33	0,65	0,98	1,30	1,63	1,96	2,28	2,61	2,94	3,26	6,53	9,79	13,1	16,3
13	0,18	0,35	0,71	1,06	1,41	1,77	2,12	2,45	2,86	3,18	3,54	7,07	10,6	14,1	17,7
14	0,19	0,38	0,76	1,14	1,52	1,90	2,28	2,66	3,05	3,43	3,81	7,62	11,4	15,2	19,0
15	0,20	0,41	0,82	1,22	1,63	2,04	2,45	2,86	3,24	3,67	4,08	8,16	12,2	16,3	20,4
16	0,22	0,43	0,87	1,30	1,74	2,18	2,61	3,05	3,48	3,92	4,35	8,70	13,0	17,4	21,8
17	0,23	0,46	0,92	1,39	1,85	2,31	2,77	3,24	3,70	4,16	4,62	9,25	13,9	18,5	23,1
18	0,24	0,49	0,98	1,47	1,96	2,45	2,94	3,43	3,92	4,41	4,90	9,79	14,7	19,6	24,5
19	0,26	0,52	1,03	1,55	2,07	2,58	3,10	3,62	4,13	4,65	5,17	10,3	15,5	20,7	25,8
20	0,27	0,54	1,09	1,63	2,18	2,72	3,26	3,81	4,35	4,90	5,44	10,9	16,3	21,8	27,2
21	0,28	0,57	1,14	1,71	2,28	2,86	3,43	4,00	4,57	5,14	5,71	11,4	17,1	22,8	28,5
22	0,30	0,60	1,20	1,79	2,39	2,99	3,59	4,19	4,79	5,38	5,98	12,0	17,9	23,9	29,9
23	0,31	0,62	1,25	1,88	2,50	3,13	3,75	4,38	5,00	5,63	6,26	12,5	18,8	25,0	31,3
24	0,33	0,65	1,30	1,96	2,61	3,28	3,92	4,57	5,22	5,87	6,53	13,0	19,6	26,1	32,6
25	0,34	0,68	1,36	2,04	2,72	3,40	4,08	4,76	5,44	6,12	6,80	13,6	20,4	27,2	34,0
26	0,36	0,71	1,40	2,13	2,83	3,53	4,25	4,95	5,65	6,37	7,10	14,0	21,4	28,4	36,0
27	0,37	0,73	1,46	2,21	2,94	3,67	4,40	5,14	5,86	6,63	7,35	14,6	22,2	29,5	36,9
28	0,38	0,76	1,52	2,29	3,05	3,81	4,57	5,32	6,10	6,86	7,62	15,2	23,0	30,6	38,2
29	0,39	0,79	1,58	2,37	3,16	3,90	4,75	5,50	6,30	7,10	7,90	15,8	23,8	31,7	39,0
30	0,41	0,82	1,68	2,45	3,26	4,10	4,90	5,70	6,52	7,35	8,20	16,3	24,6	32,7	41,0

Таблица VIII.7

на подъем материала, кВт

конвейера Q, т/ч

600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800
1,63	1,90	2,18	2,45	2,72	3,26	3,81	4,35	4,90	5,44	6,05	6,53	7,09	7,62
3,26	3,81	4,35	4,90	5,44	6,53	7,62	8,70	9,79	10,9	12,1	13,0	14,2	15,2
4,90	5,71	6,53	7,34	8,16	9,79	11,4	13,1	14,7	16,3	18,3	19,5	21,2	22,8
6,53	7,62	8,70	9,79	10,9	13,0	15,2	17,4	19,6	21,8	24,2	26,1	28,3	30,4
8,16	9,52	10,9	12,2	13,6	16,3	19,0	21,8	24,5	27,2	30,0	32,6	35,4	38,0
9,79	11,4	13,1	14,7	16,3	19,6	22,8	26,1	29,4	32,6	36,3	39,1	45,5	45,6
11,4	13,3	15,2	17,1	19,0	22,8	26,7	30,5	34,3	38,1	42,5	45,6	49,6	53,4
13,1	15,2	17,4	19,6	21,8	26,1	30,5	34,8	39,2	43,5	48,5	52,3	53,8	60,9
14,7	17,1	19,6	22,0	24,5	29,4	34,3	39,2	44,1	49,0	54,4	58,6	56,7	68,5
16,3	19,0	21,8	24,5	27,2	32,6	38,1	43,5	49,0	54,4	60,5	65,3	70,9	76,2
18,0	21,0	24,0	26,9	29,9	35,9	41,9	47,9	53,9	59,8	66,5	71,6	78,0	83,6
19,6	22,8	26,1	29,4	32,6	39,2	45,7	52,2	58,7	65,3	72,6	73,5	85,0	91,3
21,2	24,7	28,3	31,8	35,4	42,4	49,5	56,6	63,6	70,7	78,6	85,0	92,0	94,0
22,8	26,6	30,5	35,0	38,1	45,7	53,3	60,0	68,5	76,2	84,7	91,5	99,2	107,0
24,5	28,6	32,6	36,7	40,8	49,0	57,1	65,3	72,4	81,6	90,7	98,0	106,0	114,0
26,1	30,5	34,8	39,2	43,5	52,2	60,9	69,6	78,3	87,0	96,8	104,0	113,0	121,0
27,7	32,4	37,0	41,6	46,2	55,5	64,7	74,0	83,2	92,5	103,0	111,0	120,0	129,0
29,4	34,2	39,2	44,1	49,0	58,7	68,5	78,3	88,1	97,9	109,0	117,0	126,0	137,0
31,0	36,2	41,3	46,5	51,7	62,0	72,3	82,7	93,0	103,0	115,0	124,0	135,0	145,0
32,6	38,1	43,5	49,0	54,4	65,3	76,2	87,0	97,9	108,0	120,0	130,0	142,0	152,0
34,3	40,0	45,7	51,4	57,1	68,5	80,0	91,4	103,0	114,0	127,0	137,0	148,0	160,0
35,9	41,9	47,9	53,8	59,8	71,8	83,8	95,7	108,0	119,0	132,0	143,0	154,0	167,0
37,5	43,8	50,0	56,3	62,6	75,1	87,6	100,0	113,0	125,0	139,0	149,0	163,0	175,0
39,2	45,7	52,2	58,7	65,3	78,3	91,4	104,0	117,0	130,0	145,0	158,0	169,0	183,0
40,8	47,6	54,7	61,2	68,0	81,6	95,2	109,0	122,0	136,0	151,0	161,0	177,0	190,0
42,5	49,5	56,5	63,7	71,0	85,0	99,0	113,0	127,0	140,0	156,0	169,0	184,0	198,0
44,0	51,4	58,6	66,3	73,5	88,2	103,0	118,0	132,0	146,0	162,0	175,0	192,0	204,0
45,7	53,2	61,0	68,6	76,2	91,5	107,0	122,0	137,0	152,0	168,0	182,0	198,0	212,0
47,5	55,0	63,0	71,0	79,0	94,7	110,0	126,0	141,0	158,0	173,0	188,0	205,0	221,0
49,0	57,0	65,2	73,5	82,0	98,2	114,0	131,0	147,0	163,0	179,0	195,0	212,0	229,0

Продолжение табл. VIII.7

Общая высота подъема $H = H_{ст}$, м	Производительность конвейера Q, т/ч										
	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200
31	8,44	16,8	25,3	33,7	42,3	50,5	58,7	67,4	75,7	84,4	101,1
32	8,72	17,4	26,1	34,8	43,6	52,1	60,7	69,5	78,3	87,2	104,4
33	8,99	17,9	26,9	36,0	45,0	53,7	62,6	71,7	80,7	89,9	107,7
34	9,24	18,5	27,7	36,9	46,4	55,5	64,6	74,0	83,3	92,5	110,9
35	9,54	19,0	26,6	38,1	47,7	57,1	65,5	76,0	85,6	95,3	114,2
36	9,81	19,6	29,4	39,1	49,1	58,6	68,5	78,2	88,0	98,0	117,5
37	10,2	20,1	30,2	40,2	50,5	60,3	70,3	80,5	90,5	100,2	120,7
38	10,4	20,6	31,0	41,3	51,8	62,0	72,3	82,5	92,8	103,6	124,0
39	10,6	21,2	31,8	42,4	53,1	63,5	74,0	84,7	95,4	106,0	127,2
40	10,9	21,6	32,6	43,6	54,6	65,2	76,0	87,0	97,7	108,9	130,6
41	11,2	22,2	33,5	44,6	55,9	66,9	77,9	89,2	100,4	111,3	133,8
42	11,4	22,8	34,5	45,6	57,2	68,5	79,9	91,3	102,7	114,0	137,0
43	11,7	23,4	35,1	46,7	58,6	70,1	81,7	93,5	105,2	116,9	140,3
44	11,9	23,9	35,9	47,9	60,0	71,7	83,5	95,6	107,6	119,5	143,6
45	12,2	24,4	36,8	48,9	61,3	73,4	85,5	97,8	110,0	122,2	146,8
46	12,5	25,0	37,6	50,0	62,6	75,0	87,4	100,0	112,6	125,0	150,1
47	12,8	25,5	38,4	51,1	64,0	76,6	89,3	102,0	115,0	127,8	153,4
48	13,0	26,0	39,2	52,2	65,5	78,2	91,2	104,3	117,5	130,4	156,6
49	13,3	26,6	40,0	53,3	66,7	80,0	93,1	106,5	119,9	133,0	159,9
50	13,6	27,2	40,8	54,4	68,2	81,5	95,0	108,6	122,3	135,8	163,2
51	13,8	27,7	41,6	55,4	69,5	83,2	98,8	110,8	124,8	138,3	166,4
52	14,1	28,2	42,5	56,6	71,0	84,7	98,7	113,0	127,3	141,0	169,7
53	14,4	28,8	43,2	57,7	72,2	86,5	101,2	115,2	129,6	143,8	172,9
54	14,6	29,3	44,1	58,8	73,6	88,0	02,2	117,3	132,0	146,5	176,2
55	14,9	30,0	44,9	59,8	75,0	89,7	104,5	119,5	134,5	149,0	179,5
56	15,2	30,4	45,7	60,9	76,4	91,3	106,6	121,7	137,0	152,0	182,7
57	15,5	31,0	47,0	62,0	77,6	93,0	108,5	123,9	139,2	154,7	186,0
58	15,8	31,5	47,4	63,1	79,0	94,5	110,4	126,0	141,9	157,5	189,3
59	16,0	32,0	48,2	64,1	80,5	95,2	112,3	128,2	144,2	160,0	192,5
60	16,3	32,6	49,0	65,2	81,7	98,0	114,2	130,4	146,8	163,2	195,8

1400	1600	1800	2000	2200	2400	2600	2800	3000	3200	3400	3600
118,0	134,9	151,7	169,0	186,0	202,0	218,0	236,0	252,0	271,0	286,0	304,0
124,2	139,2	156,0	174,0	192,0	209,0	225,0	244,0	261,0	280,0	296,0	314,0
125,7	143,6	162,0	180,0	198,0	215,0	233,0	252,0	269,0	288,0	305,0	324,0
129,4	147,9	167,0	185,0	203,0	222,0	240,0	259,0	277,0	296,0	314,0	335,0
133,3	152,8	172,0	191,0	209,0	228,0	247,0	267,0	283,0	305,0	323,0	343,0
137,0	156,7	176,0	196,0	215,0	235,0	254,0	275,0	294,0	314,0	333,0	354,0
140,9	161,0	181,0	200,0	222,0	241,0	261,0	282,0	302,0	323,0	342,0	363,0
144,8	165,3	186,0	207,0	227,0	248,0	268,0	290,0	310,0	332,0	351,0	372,0
148,5	169,7	191,0	213,0	234,0	254,0	275,0	298,0	318,0	340,0	360,0	382,0
152,3	174,0	196,0	218,0	239,0	261,0	282,0	305,0	326,0	350,0	369,0	393,0
156,2	178,4	200,0	223,0	245,0	268,0	289,0	313,0	334,0	358,0	378,0	400,0
160,0	182,7	206,0	229,0	251,0	271,0	293,0	321,0	342,0	367,0	387,0	412,0
163,6	187,1	210,0	234,0	258,0	280,0	303,0	328,0	350,0	375,0	398,0	423,0
167,5	191,4	216,0	240,0	264,0	289,0	310,0	336,0	358,0	384,0	406,0	430,0
171,3	195,8	221,0	245,0	270,0	294,0	317,0	344,0	367,0	393,0	416,0	441,0
175,2	200,1	225,0	251,0	276,0	300,0	324,0	351,0	374,0	402,0	425,0	452,0
179,0	204,5	230,0	256,0	282,0	307,0	332,0	359,9	383,0	410,0	434,0	463,0
182,8	208,8	236,0	262,0	287,0	313,0	339,0	367,0	392,0	419,0	443,0	472,0
188,5	213,2	240,0	267,0	293,0	320,0	345,0	374,0	400,0	427,0	452,0	481,0
190,6	217,6	245,0	272,0	300,0	326,0	352,0	382,0	407,0	436,0	463,0	490,0
194,1	221,9	250,0	278,0	306,0	333,0	360,0	390,0	415,0	445,0	472,0	500,0
198,0	226,3	256,0	284,0	311,0	339,0	367,0	397,0	424,0	454,0	480,0	519,0
202,2	230,6	260,0	289,0	317,0	346,0	374,0	405,0	432,0	463,0	489,0	520,0
205,7	235,0	265,0	294,0	324,0	352,0	381,0	413,0	440,0	472,0	499,0	534,0
209,8	239,3	270,0	800,0	330,0	359,0	388,0	420,0	459,0	480,0	510,0	540,0
213,4	243,7	274,0	305,0	336,0	365,0	395,0	427,0	456,0	488,0	516,0	550,0
217,0	248,0	280,0	310,0	341,0	372,0	403,0	435,0	465,0	497,0	526,0	559,0
321,1	252,4	284,0	316,0	347,0	378,0	410,0	443,0	472,0	506,0	535,0	570,0
224,4	256,7	269,0	321,0	353,0	385,0	416,0	450,0	481,0	515,0	545,0	578,0
228,5	261,1	294,0	327,0	369,0	392,0	424,0	457,0	490,0	524,0	554,0	590,0

Типоразмеры натяжных, концевых и оборотных барабанов принимаются по заводской комплектации в зависимости от выбранного приводного барабана и ширины ленты.

Диаметры всех барабанов, мм, проверяются по формуле

$$D \geqslant K_6 a,$$

где K_6 — числовой коэффициент, в зависимости от ткани ленты (табл. VIII.8);

Таблица VIII.8

Значения коэффициентов K_6

Наименование барабана	Тип ткани ленты	
	ЛХ-120	синтетическая
Приводной	160—200	160—180
Натяжной концевой	140—160	125—150
Отклоняющий оборотный	125—140	90—100

Примечание. Меньшие значения K_6 принимаются для $a = 4 \div 6$, а также при неполном (до 50%) использовании тяговой способности ленты.

a — количество прокладок в ленте.

Тормозные устройства

На наклонных конвейерах, на которых возможно самопроизвольное обратное движение ленты с грузом вниз (когда продольная составляющая массы груза больше сил сопротивления движению ленты), необходимо предусматривать в приводе конвейера установку специальных автоматических тормозных устройств (храповой останов, электромагнитный тормоз и др.), комплектно поставляемых заводами-изготовителями ленточных конвейеров. Тормозные устройства следует применять для конвейеров с углом наклона $\alpha = 6°$ и более. Для конвейеров со сложной трассой учитывается условный угол наклона конвейера α', определяемый из выражения $\operatorname{tg}\alpha' = H/L$. При $\alpha' < 6°$ тормозные устройства не предусматриваются.

Определение натяжения (усилия) в ленте

Максимальное натяжение ленты, кгс, определяется по формуле

$$S_{макс} = S_{нб} = PK_т,$$

где $K_т$ — коэффициент, зависящий от тягового фактора (тяговой способности) приводного барабана:

$$K_т = e^{\mu\varphi}/(e^{\mu\varphi} - 1);$$

$e = 2{,}71$;

μ — коэффициент трения между лентой и приводным барабаном;

φ — угол обхвата приводного барабана лентой, рад.

Таблица VIII.9

Значения тягового фактора приводного барабана $e^{\mu\varphi}$ и коэффициента $K_т$ для различных μ и φ

Характеристика барабана и условий его работы	Коэффициент трения	Углы обхвата приводного барабана лентой φ																	
		град	180	185	190	195	200	205	210	220	240	270	300	360	380	390	400	450	480
		рад	3,14	3,23	3,32	3,4	3,5	3,58	3,67	3,84	4,19	4,71	5,24	5,76	6,28	6,63	6,98	7,87	8,38
Без футеровки и очень влажная атмосфера	0,1	$e^{\mu\varphi}$	1,37	1,36	1,39	1,41	1,42	1,43	1,44	1,47	1,52	1,60	1,69	1,78	1,86	1,94	2,01	2,18	2,32
		$K_т$	3,70	3,62	3,54	3,48	3,39	3,32	3,26	3,13	2,92	2,55	2,45	2,26	2,14	2,06	1,99	1,85	1,70
С футеровкой и очень влажная атмосфера	0,15	$e^{\mu\varphi}$	1,60	1,62	1,65	1,67	1,69	1,71	1,73	1,78	1,85	2,03	2,20	2,36	2,57	2,71	2,85	3,26	3,53
		$K_т$	2,56	2,60	2,56	2,50	2,46	2,40	2,38	2,26	2,14	1,97	1,64	1,73	1,64	1,59	1,54	1,44	1,40
Без футеровки, влажная атмосфера	0,2	$e^{\mu\varphi}$	1,86	1,91	1,94	1,86	2,01	2,05	2,03	2,16	2,31	2,57	2,55	3,17	3,52	3,78	4,05	4,81	5,37
		$K_т$	2,14	2,10	2,06	2,02	1,99	1,96	1,92	1,86	1,78	1,64	1,54	1,48	1,40	1,36	1,33	1,25	1,23
С футеровкой, влажная атмосфера или без футеровки, сухая атмосфера	0,25	$e^{\mu\varphi}$	2,20	2,24	2,29	2,34	2,40	2,45	2,50	2,62	2,86	3,25	3,71	4,23	4,82	5,26	5,74	7,05	8,17
		$K_т$	1,34	1,80	1,77	1,74	1,72	1,68	1,67	1,62	1,54	1,44	1,37	1,31	1,28	1,23	1,21	1,15	1,14
Без футеровки, сухая атмосфера	0,3	$e^{\mu\varphi}$	2,57	2,64	2,71	2,78	2,85	2,93	3,01	3,17	3,52	4,12	4,82	5,32	6,60	7,33	8,14	10,5	12,3
		$K_т$	1,54	1,61	1,59	1,55	1,54	1,52	1,50	1,48	1,40	1,82	1,26	1,22	1,16	1,16	1,14	1,1	1,09
С футеровкой, сухая атмосфера	0,35	$e^{\mu\varphi}$	3,01	3,10	3,20	3,30	3,40	3,50	3,61	3,84	4,34	5,22	6,29	7,63	8,05	10,12	11,55	15,80	18,78
		$K_т$	1,50	1,46	1,48	1,44	1,42	1,40	1,36	1,35	1,50	1,24	1,19	1,17	1,13	1,11	1,09	1,07	1,06
С футеровкой, очень сухая атмосфера	0,4	$e^{\mu\varphi}$	3,82	3,55	3,78	3,91	4,05	4,19	4,34	4,65	5,35	6,80	8,14	10,04	12,39	14,25	16,38	23,15	23,55
		$K_т$	1,40	1,38	1,36	1,34	1,33	1,31	1,80	1,27	1,23	1,16	1,14	1,11	1,09	1,06	1,07	1,05	1,04

Значения $K_т$ и $e^{\mu\varphi}$ для различных условий приведены в табл. VIII.9.

Угол обхвата приводного барабана для однобарабанного привода, как правило, принимается $\varphi=210^\circ$, а для двухбарабанного (СЗТМ) $\varphi=410^\circ$.

Натяжение ленты в точке сбегания ее с приводного барабана, кгс, определяется по формуле $S_{сб}=S_{нб}-P$ и проверяется по допустимой величине минимального натяжения ленты из условия ее допустимого провеса между роликоопорами:

на грузовой ветви $S_{мин}\geqslant 5\,l_р(q_м+q_л)$;

на холостой ветви $S'_{мин}\geqslant 5\,l_{рх}q_л$,

где $S_{мин}$, $S'_{мин}$ — минимальное натяжение ленты на грузовой и холостой ветвях, кгс;

$l_р$, $l_{рх}$ — расстояние между роликоопорами на грузовой и холостой ветвях, м;

$q_м$ — масса материала на 1 пог. м ленты конвейера, кг;

$q_м=Q/3{,}6v$;

$q_л$ — масса 1 пог. м ленты, кг.

Длина конвейерной ленты

Необходимая длина ленты для конвейера, м, определяется по формуле

$$L_л=2L+L_т+2KBL/L_к+1{,}57(D_1+D_2+\ldots+D_n),$$

где L — полная длина конвейера с учетом вертикального участка при вертикальном грузовом натяге, м;

$L_т$ — дополнительная длина ленты на сбрасывающую барабанную тележку:

B, мм	500	650	800	1000	1200	1400
$L_т$, м	3,8	4,0	5,0	5,5	6,5	7,0

B — ширина ленты, мм;

K — коэффициент, равный при количестве прокладок $a\leqslant 5$ — 1,5, при $a>5$ — 2,0;

$L_к$ — длина одного куска ленты заводской поставки, м (табл. VIII.3);

D_1, D_2, D_3 — диаметры приводных, концевых натяжных барабанов, м.

Определение срока службы конвейерных лент

1. Ориентировочный срок службы конвейерных лент, мес, определяется по формуле

$$T=30K_пL_л/\left\{\left[\left(160H_п\sqrt{d\gamma}+\right)\sqrt{d\gamma L_у}\right)K_н+60\right]\omega K_н\right\}.$$

где $L_у$ — длина смонтированной ленты конвейера, м:

$$L_у = L_л - 2KBL/L_к,$$

где $K_л$ — коэффициент, зависящий от материала основы лент (табл. VIII.10);

Таблица VIII.10

Значения коэффициента $K_л$

Тип конвейерной ленты	Предел прочности 1 см ширины с одной прокладки ленты, кгс	Коэффициент $K_л$
ЛХ-120	120	1,25
ТА-100	100	1,3
ТА-150	150	1,4
ТК-300 и ТА-300	300	1,6

$H_п$ — высота падения материала на ленту в месте загрузки, м;

d — максимальная крупность куска транспортируемого материала, м;

$K_н$ — коэффициент использования производительности конвейера, $K_н = Q_ф/Q_т$;

$Q_ф$, $Q_т$ — соответственно фактическая и теоретическая производительность, м³/ч;

$K_в$ — коэффициент использования конвейера по времени, $K_в = M_ф/8760$;

$M_ф$ — фактическая продолжительность работы конвейера в году, ч.

Определение наименьших радиусов вогнутых участков

Общий вид трассы конвейера представлен на рис. 20. Радиус кривой, м, для вогнутых криволинейных участков определяется из условия равновесия ленты по формуле (рис. 21)

$$R \geq S_к K_\alpha / q_л,$$

где $S_к$ — расчетное натяжение ленты в конце вогнутого криволинейного участка, кгс;

K_α — коэффициент, зависящий от угла наклона конвейера к горизонту α, равный:

α, град	7	8—15	16—20
K_α	1,0	1,05	1,1

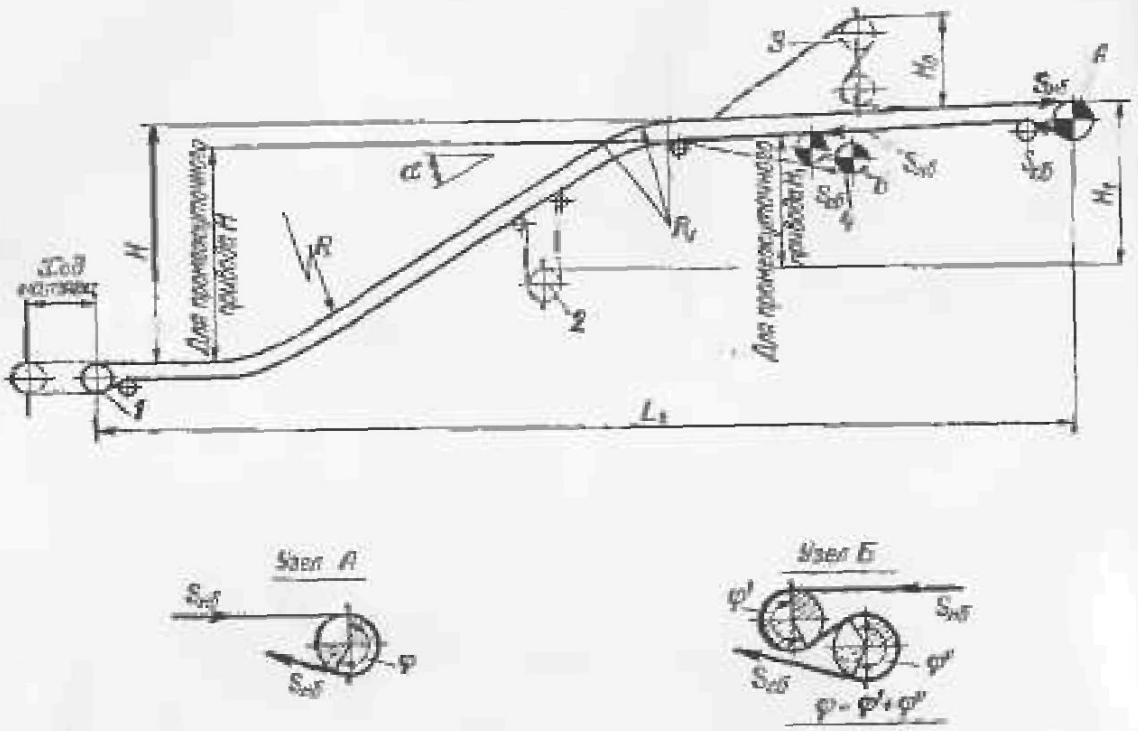


Рис. 20. Схема трассы конвейера

1 — тележечный натяг; *2* — вертикальный натяг; *3* — разгрузочная тележка; *4* — двухбарабанный промежуточный привод

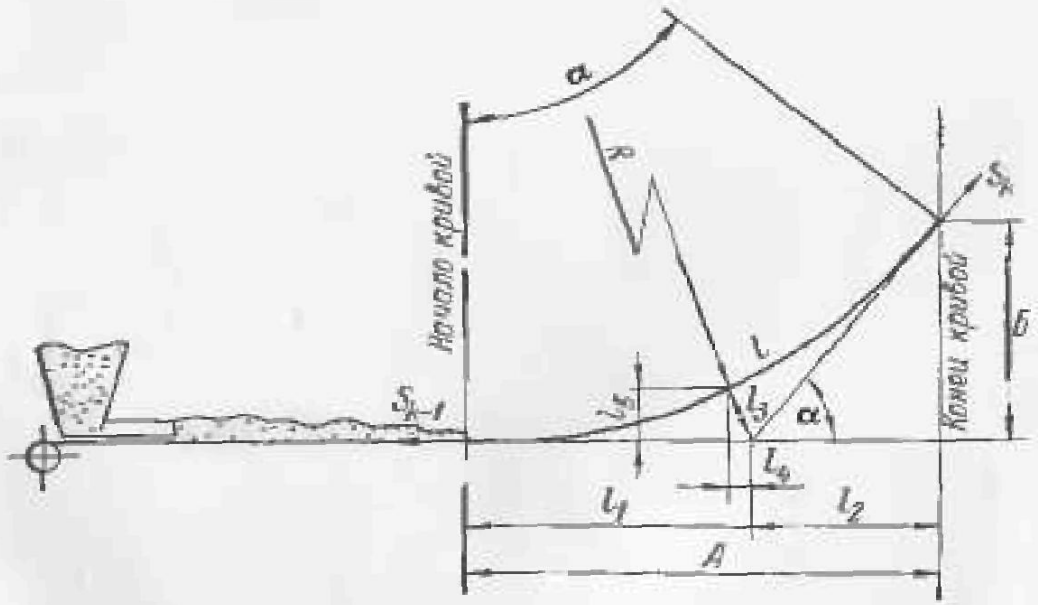


Рис. 21. Схема к определению радиуса вогнутого участка конвейера

$$S_н = S_{нб} - W,$$

где W — сумма сопротивлений движению ленты на участке от конца кривой до приводного барабана, кг:

$$W = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5,$$

здесь W_1 — сопротивление от перемещения материала и ленты на участке L_i от конца кривой до приводного барабана;

$$W_1 = (q_м + q_л + q_р) L_i \omega;$$

W_2 — сопротивление от подъема материала на высоту H_i от конца кривой до высшей точки конвейера с учетом высоты сбрасывающей тележки ($H_о$):

$$W_2 = (q_м + q_л)(H_i + H_о);$$

W_3 — сопротивление выпуклого криволинейного участка радиусом R':

$$W_3 = (q_м + q_л + q'_р) R' \alpha' \omega;$$

W_4 — сопротивление сбрасывающей барабанной тележки:

$$W_4 = K S_{нб};$$

W_5 — сопротивление плужкового сбрасывателя:

$$W_5 = 3{,}5 q_м B,$$

ω — коэффициент сопротивления движению ленты; для конвейеров, работающих в отапливаемых помещениях, $\omega = 0{,}04$; на открытых площадках $\omega = 0{,}06$;

$q_р$ — масса вращающихся частей роликоопор на 1 м грузовой ветки, кг;

$q'_р$ — то же, на выпуклом участке;

α' — угол поворота трассы конвейера, рад;

K — коэффициент, равный 0,1.

Размеры вогнутого участка конвейера (см. рис. 21) определяются по следующим формулам:

$$A = R \sin \alpha;$$

$$Б = R(1 - \cos \alpha);$$

$$l_1 = R \operatorname{tg} \alpha/2;$$

$$l_2 = Б/\operatorname{tg} \alpha = R(1 - \cos \alpha)/\operatorname{tg} \alpha;$$

$$l = \pi R \alpha / 180;$$

$$l_3 = R(1 - \cos \alpha/2)/\cos \alpha/2;$$

$$l_4 = l_3 \sin \alpha/2;$$

$$l_5 = l_3 \cos \alpha/2.$$

Для некоторых радиусов вогнутого участка конвейера размеры A, $Б$, l, l_1, l_2, l_3, l_4, l_5 приведены в табл. VIII.11.

Таблица VIII 11

Размеры вогнутого участка конвейера, м

R	α, град	A	$Б$	l_1	l_2	l	l_3	l_4	l_5
65	6	6,794	0,356	3,407	3,387	6,807	0,089	0,005	0,089
	7	7,922	0,484	3,976	3,946	7,941	0,121	0,007	0,121
	8	9,046	0,633	4,545	4,501	9,076	0,159	0,011	0,158
	9	10,169	0,800	5,116	5,053	10,210	0,201	0,016	0,200
	10	11,287	0,987	5,687	5,600	11,345	0,248	0,022	0,247
	11	12,403	1,194	6,259	6,144	12,479	0,301	0,029	0,299
	12	13,514	1,420	6,832	6,682	13,614	0,358	0,037	0,356
	13	14,622	1,666	7,406	7,216	14,748	0,421	0,048	0,418
	14	15,725	1,931	7,981	7,744	15,882	0,488	0,059	0,484
	15	16,823	2,215	8,557	8,266	17,017	0,561	0,073	0,556
	16	17,916	2,518	9,135	8,781	18,151	0,639	0,090	0,633
	17	19,004	2,840	9,714	9,290	19,285	0,722	0,107	0,714
	18	20,086	3,181	10,295	9,791	20,420	0,810	0,127	0,800
	19	21,162	3,541	10,877	10,285	21,555	0,904	0,149	0,891
	20	22,231	3,920	11,461	10,770	22,639	1,003	0,174	0,987
	21	23,294	4,317	12,047	11,247	23,824	1,107	0,202	1,088
	22	24,35	4,733	12,635	11,715	24,958	1,217	0,232	1,194
80	6	8,363	0,438	4,193	4,170	8,378	0,110	0,006	0,110
	7	9,750	0,596	4,893	4,857	9,774	0,150	0,009	0,149
	8	11,134	0,779	5,594	5,540	11,170	0,195	0,014	0,194
	9	12,515	0,985	6,296	6,219	12,566	0,247	0,019	0,247
	10	13,892	1,215	6,999	6,893	13,963	0,306	0,027	0,304
	11	15,265	1,470	7,703	7,562	15,359	0,370	0,035	0,368
	12	16,633	1,748	8,408	8,225	16,755	0,441	0,046	0,438
	13	17,996	2,050	9,115	8,881	18,151	0,518	0,059	0,514
	14	19,354	2,376	9,823	9,531	19,548	0,601	0,073	0,596
	15	20,705	2,726	10,532	10,173	20,944	0,690	0,090	0,684
	16	22,051	3,099	11,243	10,808	22,340	0,786	0,109	0,779
	17	23,390	3,496	11,956	11,434	23,736	0,888	0,131	0,879
	18	24,721	3,915	12,671	12,050	25,133	0,997	0,156	0,985
	19	26,046	4,359	13,387	12,658	26,529	1,112	0,184	1,098
	20	27,351	4,825	14,106	13,255	27,925	1,234	0,214	1,216
	21	28,669	5,314	14,827	13,842	29,322	1,362	0,248	1,340
	22	29,968	5,826	15,550	14,418	30,718	1,497	0,286	1,470
100	6	10,453	0,548	5,241	5,212	10,472	0,137	0,007	0,137
	7	12,187	0,745	6,116	6,071	12,217	0,187	0,011	0,187
	8	13,918	0,973	6,993	6,925	13,963	0,244	0,017	0,244
	9	15,643	1,231	7,870	7,773	15,708	0,309	0,024	0,308
	10	17,365	1,519	8,749	8,616	17,453	0,382	0,033	0,381
	11	19,081	1,837	9,629	9,452	19,199	0,463	0,044	0,460
	12	20,791	2,185	10,510	10,281	20,944	0,551	0,058	0,548
	13	22,496	2,563	11,894	11,102	22,639	0,647	0,073	0,643
	14	24,192	2,970	12,278	11,914	24,435	0,751	0,092	0,745
	15	25,882	3,407	13,165	12,717	26,180	0,863	0,113	0,856
	16	27,564	3,874	14,054	13,510	27,925	0,983	0,137	0,973
	17	29,237	4,370	14,945	14,292	29,671	1,111	0,164	1,098
	18	30,902	4,894	15,838	15,062	31,416	1,247	0,195	1,231
	19	32,557	5,448	16,734	15,823	33,161	1,391	0,230	1,371
	20	34,202	6,031	17,633	16,569	34,907	1,543	0,268	1,519
	21	35,837	6,642	18,534	17,303	36,652	1,703	0,310	1,675
	22	37,461	7,282	19,438	18,023	38,397	1,872	0,357	1,837

Продолжение табл. VIII.11

R	α, град.	A	$Б$	l_1	l_2	l	l_3	l_4	l_5
120	6	12,543	0,657	6,289	6,254	12,566	0,165	0,009	0,164
	7	14,624	0,894	7,340	7,284	14,661	0,224	0,014	0,224
	8	16,701	1,168	8,397	8,310	16,755	0,293	0,020	0,292
	9	18,772	1,477	9,444	9,328	18,850	0,371	0,029	0,370
	10	20,838	1,823	10,499	10,339	20,944	0,458	0,040	0,457
	11	22,897	2,205	11,555	11,342	23,038	0,555	0,053	0,552
	12	24,949	2,622	12,612	12,337	25,133	0,661	0,069	0,657
	13	26,994	3,076	13,672	13,322	27,227	0,776	0,088	0,771
	14	29,030	3,565	14,734	14,296	29,322	0,901	0,110	0,894
	15	31,058	4,089	15,798	15,260	31,416	1,035	0,135	1,027
	16	33,076	4,649	16,865	16,211	33,510	1,179	0,164	1,168
	17	35,084	5,243	17,934	17,150	35,605	1,333	0,197	1,318
	18	37,082	5,873	19,006	18,076	37,699	1,496	0,234	1,477
	19	39,068	6,538	20,081	18,987	39,794	1,669	0,275	1,646
	20	41,042	7,237	21,159	19,883	41,889	1,851	0,321	1,823
	21	43,004	7,970	22,241	20,763	43,982	2,044	0,372	2,009
	22	44,953	8,738	23,326	21,627	46,077	2,246	0,429	2,205
150	6	15,679	0,822	7,861	7,818	15,708	0,206	0,010	0,206
	7	18,280	1,118	9,174	9,106	18,326	0,280	0,017	0,280
	8	20,876	1,460	10,489	10,387	20,944	0,366	0,026	0,365
	9	23,465	1,847	11,805	11,660	23,562	0,464	0,036	0,462
	10	26,047	2,279	13,123	12,924	26,180	0,573	0,050	0,571
	11	28,621	2,756	14,443	14,178	28,798	0,694	0,066	0,691
	12	31,187	3,278	15,766	15,421	31,416	0,826	0,086	0,822
	13	33,743	3,844	17,09	16,653	34,034	0,970	0,110	0,964
	14	36,288	4,456	18,418	17,870	35,652	1,126	0,137	1,118
	15	38,823	5,111	19,748	19,075	39,270	1,294	0,169	1,283
	16	41,345	5,811	21,081	20,264	41,888	1,474	0,205	1,460
	17	43,856	6,554	22,418	21,438	44,506	1,666	0,246	1,648
	18	46,353	7,342	23,758	22,595	47,124	1,870	0,292	1,847
	19	48,835	8,172	25,101	23,734	49,742	2,086	0,344	2,057
	20	51,303	9,046	26,449	24,854	52,360	2,314	0,402	2,279
	21	53,755	9,963	27,801	25,954	54,973	2,555	0,466	2,512
	22	56,191	10,922	29,157	27,034	57,596	2,808	0,536	2,756

Примечания: 1. α — угол поворота трассы конвейера.

2. При других радиусах R_1 отличных от предусмотренных таблицей, все размеры могут быть получены умножением табличных величин, определенных для $R = 100$ м, на коэффициент $K = R_1/100$; например, для $R_1 = 175$ м $K = 175/100 = 1.75$.

Определение параметров для построения галерей на вогнутых участках конвейеров (рис. 22) производится по формулам:

$$D = (R + h)\operatorname{tg}\alpha/4;$$

$$E = 2Д\cos\alpha/2;$$

$$Ж = 2Д\sin\alpha/2.$$

Оборудование средней части конвейеров

В соответствии с заводской комплектацией средняя часть конвейеров на грузовой ветви оборудуется трехроликовыми роликоопорами с максимальным диаметром роликов. Шаг уста-

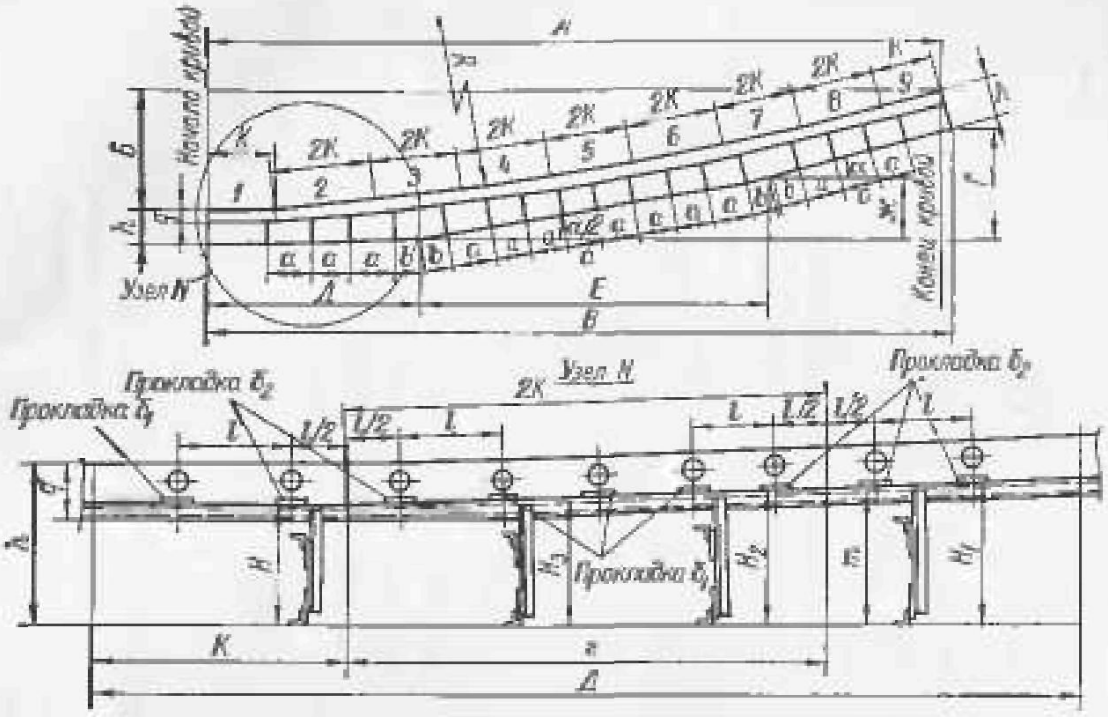


Рис. 22. Расчетная схема для построения вогнутого участка конвейера и галерен при угле наклона α

новки роликоопор на грузовой ветви $l_р$ при транспортировке материалов с кусками более 200 мм принимается равным 1000 мм; при транспортировке всех остальных материалов — 1200 мм. Роликоопоры с углом наклона боковых роликов 30° устанавливаются на конвейерах длиной более 60 м.

Для центрировки ленты через каждые 8—10 обычных роликоопор устанавливаются центрирующие роликоопоры или батареи роликоопор.

На выпуклых участках и в местах загрузки конвейеров шаг установки роликоопор $l'_р$ принимается равным $l'_р = 0{,}5\,l_р$. В местах загрузки устанавливаются подпружинивающие роликоопоры с гуммированными роликами. На холостой ветви устанавливаются прямые верхние роликоопоры с шагом $l_{рх} = 2\,l_р$.

Определение хода натяга и натяжного усилия

Полная длина хода натяга $L_{полн}$, м, грузовых и лебедочных натяжных устройств определяется по формуле

$$L_{полн} = L_{удл} + L_{монт},$$

где $L_{удл}$ — удлинение ленты (упругое и остаточное), м;
$L_{монт}$ — длина хода натяжного устройства, необходимая для монтажа ленты, м (рис. 23).

Для резинотканевых лент $L_{удл}$ определяется по следующим формулам:

для лент типа РЛХ, 2К-300, 3К-300

$$L_{удл} = (0{,}015 \div 0{,}02)\,L;$$

для лент типа БКНЛ-65, ТА-100, ТА-150, ТК-300 и ТА-300

$$L_{удл} = (0{,}02 \div 0{,}025)\,L.$$

$L_{монт}$ определяется по формуле

$$L_{монт} = (0{,}005 \div 0{,}15)\,L,$$

где L — полная длина конвейера с учетом вертикального участка, м.

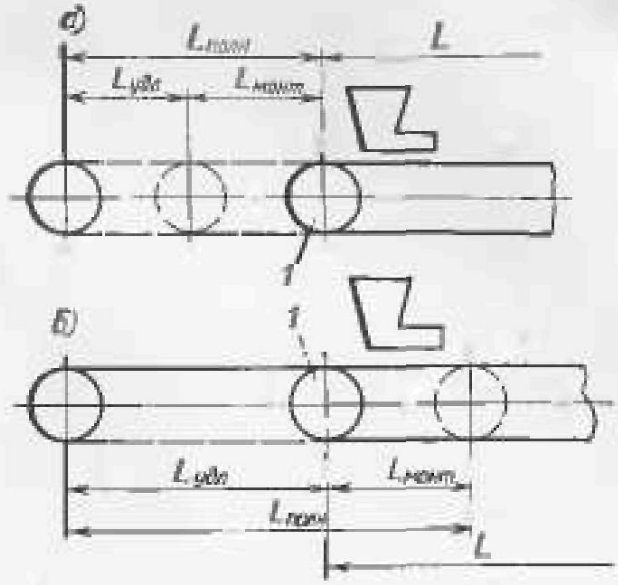


Рис. 23. Схема тележечного натяжного устройства

а — с размещением загрузочной воронки вне хода натяжного устройства; *б* — с размещением монтажного хода тележки под загрузочной воронкой; *1* — положение натяжного барабана на монтажной схеме конвейера

На рис. 23, *а* представлен пример наиболее распространенной компоновки натяжного устройства и загрузочной воронки. На рис. 23, *б* изображена компоновка монтажного хода натяжного устройства и воронки, которая может быть рекомендована для конвейеров большой длины (более 300 м), стесненных условий размещения загрузочного узла и конструкции натяжного устройства, способного перемещаться под загрузочной воронкой. Длина хода натяжного барабана при вертикальном натяжном устройстве определяется так же, как и для тележечного.

Натяжное усилие, кгс, при тележечном натяжном устройстве определяется по формулам:

при горизонтальном конвейере

$$S_н = 2{,}7S_{сб},$$

при наклонном конвейере с приводом в головной части

$$S_н = 2{,}7S_{сб} - (2q_л H + G_м \sin\alpha_в),$$

где $G_м$ — масса натяжного барабана с ходовым устройством, кг;

$\alpha_в$ — угол наклона участка конвейера, на котором расположено натяжное устройство, град;

при наклонном конвейере с промежуточным приводом

$$S_н = 2{,}7S_{сб} - (2q_л H_1 + G_м \sin\alpha_в),$$

где H_1 — разность отметок приводного и натяжного барабанов при промежуточном приводе или вертикальном натяжном устройстве, м (см. рис. 20).

Натяжное усилие при вертикальном натяжном устройстве

$$S_н = 2{,}5S_{сб} - (2q_л H_1 + G_м).$$

Масса груза, кг, натяжного устройства (или усилие в канате натяжной лебедки) для полиспастного натяжного устройства определяется по формуле

$$G_{гр} = S_н / i_п,$$

где $i_п$ — кратность полиспаста; влияние к. п. д. полиспаста и отклоняющих блоков не учитывается.

На основании полученных значений $S_н$ или $G_{гр}$ для рассчитываемого конвейера из каталога подбираются тип натяжного устройства и число грузов.

Особенности расчета ленточных конвейеров, транспортирующих материал под уклон

Основное отличие по сравнению с расчетом обычных ленточных конвейеров, приведенным выше, заключается в определении мощности на валу приводного барабана, выполняемом для двух режимов работы конвейера: установившегося движения без нагрузки и с нагрузкой. При установившемся движении незагруженного конвейера, работающего под уклон, мощность, расходуемая на перемещение груза в горизонтальном направлении (N_2), и мощность, расходуемая на подъем груза (N_3), равны нулю, поэтому формула мощности, кВт, в данном случае примет вид:

$$N_{бх} = N_1 K_1 K_2 K_3 + N_{щ} + N_{пл} + N_{борт}.$$

В формуле исключен коэффициент K_4, учитывая, что на конвейерах, работающих под уклон, сбрасывающие тележки не устанавливаются.

Значения коэффициентов K_0, K_1, K_2, K_3 для резинотканевых лент приведены в п. 2 настоящего приложения.

Мощность на валу приводного барабана при установившемся движении загруженного конвейера, работающего под уклон, определяется по формуле

$$N_{бн} = K_c L u / 2 \cdot 10\,000 + 0{,}6QL/10\,000 - 27{,}2QH/10\,000 \text{ кВт}.$$

Знак минус перед N_3 означает, что составляющая массы движущегося под уклон материала способствует движению ленты.

Коэффициенты K_1, K_2, K_3 в формуле приняты равными 1. Значения мощностей $N_{щ}$, $N_{пл}$, $N_{борт}$ в данном случае не учитываются.

В вышеприведенной формуле мощности N_1 и N_2 уменьшены в 2 раза, поэтому при использовании табл. VIII.4, VIII.5 и VIII.6 табличные значения мощностей N_1 и N_2 также должны быть уменьшены в 2 раза.

Если расчетная мощность $N_{бн}<0$, то это свидетельствует о том, что избыток энергии движущегося под уклон материала заставляет работать двигатель привода в генераторном режиме. В этом случае привод целесообразно размещать в хвостовой части конвейера.

Расчетная мощность двигателя $N_э$ определяется по большей абсолютной величине (без учета знака) из двух мощностей на валу приводного барабана $N_{бх}$ и $N_{бн}$.

Расчет мощности электродвигателя выполняется по формулам:

при $N_{бх}>N_{бн}$ $\quad N_э=N_{бх}K_п/\eta_х$;

при $N_{бх}<N_{бн}$ $\quad N_э=N_{бн}\eta$,

где $K_п$ — коэффициент запаса мощности на пуск: $K_п=1{,}15\div1{,}25$;

$\eta_х$ и η — к. п. д. привода соответственно незагруженного и загруженного конвейера; значения их указаны в п. 2 настоящего приложения.

Для более точного определения мощности привода конвейеров, транспортирующих материал под уклон, рекомендуется производить расчет конвейера по точкам; при этом коэффициент сопротивления движению ленты ω принимается минимальным.

Расчет тормозного момента, кгс·м, выполняется для случая остановки груженого конвейера с учетом статических сил и сил инерции, с введением повышающего коэффициента 1,25 по формулам:

на валу приводного барабана

$$M_т \geqslant 1{,}25\,[q_м H - K_у (p - q_м H)]\,(D+\delta_л)/2;$$

на валу двигателя

$$M_т \geqslant 1{,}25\,[q_м H - K_у (p - q_м H)]\,(D+\delta_л)/2i_р,$$

где $K_у$ — коэффициент возможного уменьшения сопротивлений конвейера; $K_у=0{,}55\div0{,}6$;

$\delta_л$ — толщина ленты, м;

$i_р$ — передаточное число редуктора.

Особенности расчета реверсивных передвижных конвейеров

При реверсировании конвейер транспортирует двойной объем материала, поэтому ширина ленты определяется по общей формуле, в которой значение производительности удваивается:

$$B=\sqrt{2Q/(Cv\gamma)}.$$

Мощность двигателя рассчитывается по общим формулам, и конечный результат увеличивается на 20%.

Определение максимальной длины конвейера

В случае применения конвейеров полной заводской комплектации для условий, отличных от указанных в технической характеристике (производительность, угол наклона, скорость ленты), возникает необходимость определения максимальной длины, которая может быть обеспечена приводом конвейера.

Максимальная длина, м, при этом определяется по формуле, выведенной из основной формулы расчета мощности привода:

$$L_м = [(10\,000\eta N_y/K_п) - 27{,}2K_1K_2K_3K_4Q(H + H_o) + 10\,000(N_{вц} + N_{вл} + N_{борт})] : [K_1K_2K_3K_4(K_o v + 1{,}2Q)].$$

Принятые обозначения приведены выше, в п. 2. Затем производится проверка прочности ленты в обычном порядке.

ПРИЛОЖЕНИЕ IX

Методика расчета ковшовых элеваторов

1. Производительность ковшового элеватора, т/ч, определяется по формуле

$$Q = 3{,}6v\gamma\psi i_o/t_к,$$

где i_o — емкость ковша, л;
$t_к$ — шаг ковшей, м;
$i_o/t_к$ — погонная емкость ковшей, л/м (табл. IX.1);
v — скорость движения ковшей, м/с;
γ — насыпная масса транспортируемого материала, т/м³;
ψ — коэффициент заполнения ковшей; значения ψ — в зависимости от типа ковшей (табл. IX.2).

Таблица IX.1

Погонная емкость ковшей, л/м

Ширина ковша, мм	Типы ковшей			
	глубокий	мелкий	остроугольный	с бортовыми направляющими и скругленным днищем
160	3,2	2,0	7,5	—
200	5,0	3,3	12,1	—
250	8,0	6,3	16,8	—
320	12,8	9,0	27,0	30
400	20,0	15,8	41,0	52
500	30,0	—	68,0	84
650	44,0	—	—	140
800	59,0	—	—	220
1000	84,0	—	—	275

Таблица IX.2

Значения коэффициента ψ

Типы ковшей	Значения	Типы ковшей	Значения
Глубокий со скругленным днищем	0,6	Трапецеидальный	0,85
То же	0,4	С бортовыми направлениями и со скругленным днищем	0,8
Остроугольный	0,75		

2. Наибольшее ориентировочное статическое натяжение, кгс, набегающей ветви тягового органа вертикальных элеваторов при установившемся движении определяется по формуле

$$S_{макс} = 1{,}15H(q_м + K_1q_o),$$

где H — высота подъема материала, м;
$q_м$ — погонная нагрузка от массы транспортируемого материала, кгс/м, равная $q_м = Q/3{,}6\,v$;
K_1 — коэффициент, учитывающий сопротивление движению от перегибов тягового органа и от зачерпывания материала при загрузке ковшей (табл. IX.3);
q_o — масса 1 м движущихся частей (лента или цепи с ковшами), кгс/м; $q_o = K_2Q$;
K_2 — коэффициент пропорциональности, учитывающей сопротивления холостого хода (табл. IX.3).

Таблица IX.3

Значения коэффициентов K_1, K_2, K_3

Производительность т/ч	Типы элеваторов					
	ленточные		одноцепные		двухцепные	
	Типы ковшей					
	глубокий и мелкий	с направляющими бортами	глубокий и мелкий	с направляющими бортами	глубокий и мелкий	с направляющими бортами
	Коэффициент K_1					
—	2,5	2,0	1,5	1,25	1,5	1,25
	Коэффициент K_2					
До 10	0,6	—	1,1	—	—	—
10—25	0,5	—	0,8	1,1	1,2	—
25—50	0,45	0,6	0,6	0,85	1,0	—
50—100	0,4	0,5	0,5	0,7	0,8	1,1
Более 100	0,3	0,5	—	—	0,6	0,9
	Коэффициент K_3					
—	1,6	1,1	1,3	0,8	1,3	0,8

3. Мощность, кВт, на валу приводного барабана вертикального элеватора определяется по приближенной формуле

$$N_c = (1{,}15 + K_2 K_3 v)\, QH/367,$$

где K_3 — коэффициент, учитывающий форму ковшей (см. табл. IX.3). Для элеваторов с гравитационной загрузкой ковшей $K_3 = 1$.

ПРИЛОЖЕНИЕ X

Методика расчета питателей

1. Пластинчатые питатели

$$Q = 3600\,(B - 2\Delta)\, H v \gamma \psi,$$

где Q — производительность питателя, т/ч;
B — ширина полотна питателя, м;
Δ — расстояние от внутренней кромки неподвижного борта до края полотна питателя, м;
H — высота слоя материала в зоне приводных звездочек (в зоне разгрузки), м:

$$H \approx (B - 2\Delta)\,(1 - \operatorname{tg}\alpha/f)\,(1 - \sigma L_{тр});$$

α — угол наклона питателя, град;
f — коэффициент трения транспортируемого материала о неподвижные борта; принимается 0,6;
σ — коэффициент снижения предельной высоты слоя материала на полотне питателя; принимается 0,025;
$L_{тр}$ — длина транспортирования материала от передней стенки бункера до оси приводной звездочки питателя;
v — скорость полотна питателя, м/с;
γ — насыпная масса транспортируемого материала, т/м^3;
ψ — коэффициент заполнения, равный 0,65—0,8.

2. Качающиеся питатели, т/ч,

$$Q = 60 B H S n \gamma \psi,$$

где B — расстояние между боковыми бортами, м;
H — высота слоя материала на выпуске (высоте выпускного отверстия), м;
S — ход лотка (двойной эксцентриситет) соответственно для питателей типа КЛ и КТ, м: $S = 0{,}2 \div 0{,}25$;
n — число рабочих ходов в минуту;
ψ — коэффициент заполнения лотка; $\psi = 0{,}7$.

3. Ленточные питатели, т/ч:

$$Q = 3600 B H v \psi,$$

где B — расстояние между бортами; принимается на 0,1—0,15 м меньше ширины ленты, м;
H — высота слоя материала, м; определяется положением регулирующего шибера;
v — скорость ленты, м/с;
ψ — коэффициент заполнения; $\psi = 0{,}9$.

Принципиальные технологические схемы производства нерудных строительных материалов

Технологические схемы щебеночных заводов

Схемы приведены применительно к переработке горных пород трех основных типов.

Первый тип — прочные однородные абразивные породы, включающие в себя две группы:

первая группа — изверженные породы (граниты, диориты, сиениты, базальты и др.) с пределом прочности на сжатие 800—2500 кгс/см² и более, чистые или незначительно загрязненные легкопромывистыми включениями; рекомендуемая технологическая схема переработки пород приведена на рис. 24;

вторая группа — метаморфические и абразивные осадочные породы с прочностью на сжатие 600—2500 кгс/см² и большим содержанием мелкой фракции 0—150 (200) мм в исходной горной массе, загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями; рекомендуемая технологическая схема приведена на рис. 25.

Второй тип — прочные однородные малоабразивные осадочные породы (известняки, доломиты и др.) с пределом прочности на сжатие 600—2000 кгс/см² и более, незначительно загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями; рекомендуемые технологические схемы переработки пород даны на рис. 26: для двухстадийного дробления — рис. 26, *а*, трехстадийного — рис. 26, *б*.

Третий тип — неоднородные малоабразивные породы с пределом прочности на сжатие, изменяющимся в широком диапазоне (100—1500 кгс/см²), содержащие слабые разности и загрязненные средне- и труднопромывистыми включениями. Для пород этого типа не представляется возможным рекомендовать единую принципиальную технологическую схему переработки, ввиду того что содержание слабых разностей и глинистых включений колеблется в значительных пределах. Выбору технологической схемы должны предшествовать технологические исследования сырья с целью установления оптимальных методов его обогащения.

При переработке пород третьего типа применяются технологические схемы, включающие обогащение методом избирательного дробления и многократного выведения из процесса слабых разностей. Учитывая, что выход отходов достигает 40—50%, необходимо предусматривать комплексное использование сырья и утилизацию отходов. Для дробления рекомендуется применять роторные дробилки, дающие наибольшую избирательность дробления; промывку следует осуществлять в вибромойках и корытных мойках.

3. Мощность, кВт, на валу приводного барабана вертикального элеватора определяется по приближенной формуле

$$N_в = (1{,}15 + K_2 K_3 v)\, QH/367,$$

где K_3 — коэффициент, учитывающий форму ковшей (см. табл. IX.3). Для элеваторов с гравитационной загрузкой ковшей $K_3 = 1$.

ПРИЛОЖЕНИЕ X

Методика расчета питателей

1. Пластинчатые питатели

$$Q = 3600\,(B - 2\Delta)\, H v \gamma \psi,$$

где Q — производительность питателя, т/ч;

B — ширина полотна питателя, м;

Δ — расстояние от внутренней кромки неподвижного борта до края полотна питателя, м;

H — высота слоя материала в зоне приводных звездочек (в зоне разгрузки), м:

$$H \approx (B - 2\Delta)\,(1 - \operatorname{tg}\alpha / f)\,(1 - \sigma L_{тр});$$

α — угол наклона питателя, град;

f — коэффициент трения транспортируемого материала о неподвижные борта; принимается 0,6;

σ — коэффициент снижения предельной высоты слоя материала на полотне питателя; принимается 0,025;

$L_{тр}$ — длина транспортирования материала от передней стенки бункера до оси приводной звездочки питателя;

v — скорость полотна питателя, м/с;

γ — насыпная масса транспортируемого материала, т/м^3;

ψ — коэффициент заполнения, равный 0,65—0,8.

2. Качающиеся питатели, т/ч,

$$Q = 60 B H S n \gamma \psi,$$

где B — расстояние между боковыми бортами, м;

H — высота слоя материала на выпуске (высоте выпускного отверстия), м;

S — ход лотка (двойной эксцентриситет) соответственно для питателей типа КЛ и КТ, м: $S = 0{,}2 \div 0{,}25$;

n — число рабочих ходов в минуту;

ψ — коэффициент заполнения лотка; $\psi = 0{,}7$.

3. Ленточные питатели, т/ч:

$$Q = 3600 B H v \psi,$$

где B — расстояние между бортами; принимается на 0,1—0,15 м меньше ширины ленты, м;

H — высота слоя материала, м; определяется положением регулирующего шибера;

v — скорость ленты, м/с;

ψ — коэффициент заполнения; $\psi = 0{,}9$.

Принципиальные технологические схемы производства нерудных строительных материалов

Технологические схемы щебеночных заводов

Схемы приведены применительно к переработке горных пород трех основных типов.

Первый тип — прочные однородные абразивные породы, включающие в себя две группы:

первая группа — изверженные породы (граниты, диориты, сиениты, базальты и др.) с пределом прочности на сжатие 800—2500 кгс/см² и более, чистые или незначительно загрязненные легкопромывистыми включениями; рекомендуемая технологическая схема переработки пород приведена на рис. 24;

вторая группа — метаморфические и абразивные осадочные породы с прочностью на сжатие 600—2500 кгс/см² и большим содержанием мелкой фракции 0—150 (200) мм в исходной горной массе, загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями; рекомендуемая технологическая схема приведена на рис. 25.

Второй тип — прочные однородные малоабразивные осадочные породы (известняки, доломиты и др.) с пределом прочности на сжатие 600—2000 кгс/см² и более, незначительно загрязненные легко- и среднепромывистыми включениями; рекомендуемые технологические схемы переработки пород даны на рис. 26: для двухстадийного дробления — рис. 26, *а*, трехстадийного — рис. 26, *б*.

Третий тип — неоднородные малоабразивные породы с пределом прочности на сжатие, изменяющимся в широком диапазоне (100—1500 кгс/см²), содержащие слабые разности и загрязненные средне- и труднопромывистыми включениями. Для пород этого типа не представляется возможным рекомендовать единую принципиальную технологическую схему переработки, ввиду того что содержание слабых разностей и глинистых включений колеблется в значительных пределах. Выбору технологической схемы должны предшествовать технологические исследования сырья с целью установления оптимальных методов его обогащения.

При переработке пород третьего типа применяются технологические схемы, включающие обогащение методом избирательного дробления и многократного выведения из процесса слабых разностей. Учитывая, что выход отходов достигает 40—50%, необходимо предусматривать комплексное использование сырья и утилизацию отходов. Для дробления рекомендуется применять роторные дробилки, дающие наибольшую избирательность дробления; промывку следует осуществлять в вибромойках и корытных мойках.

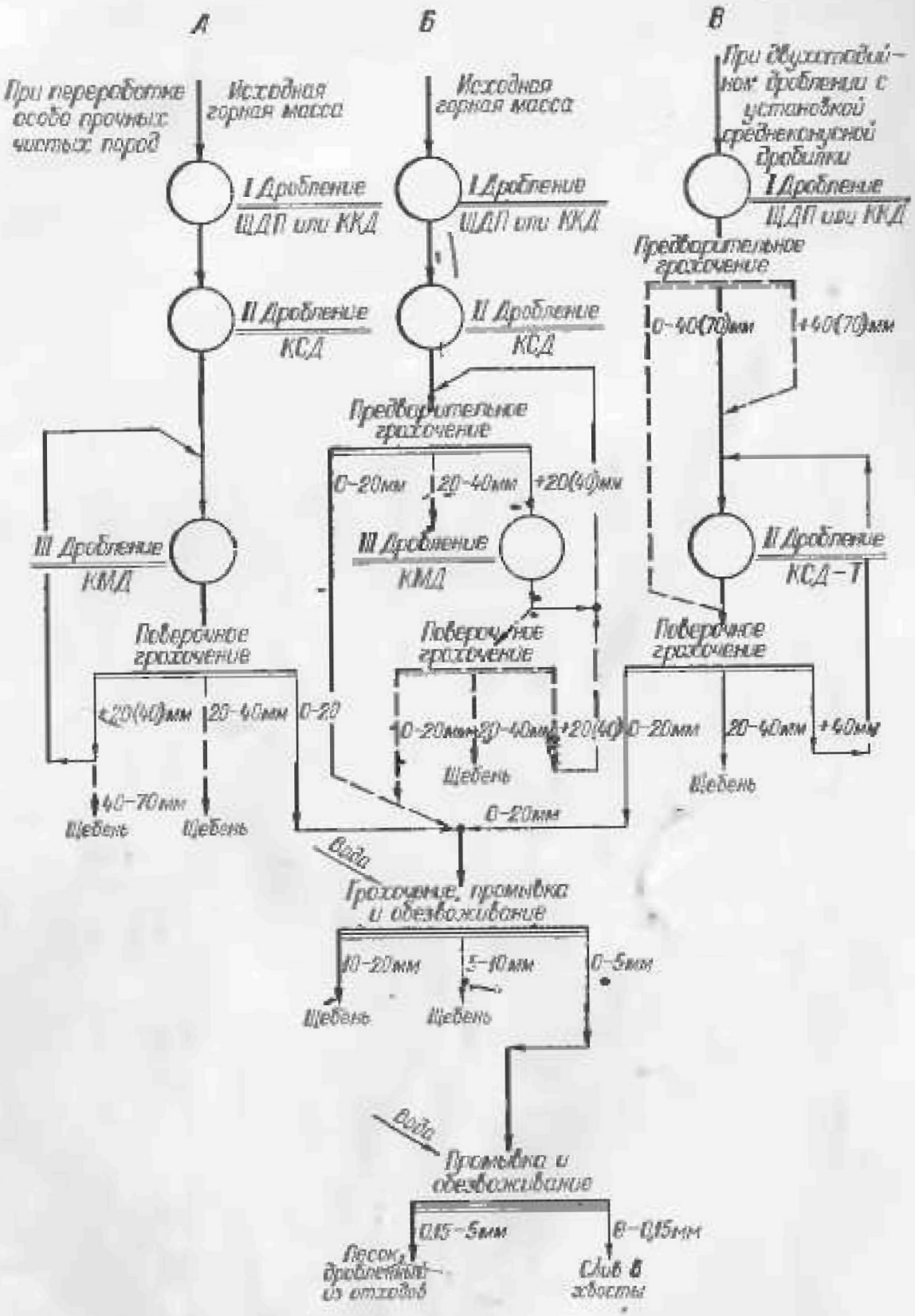
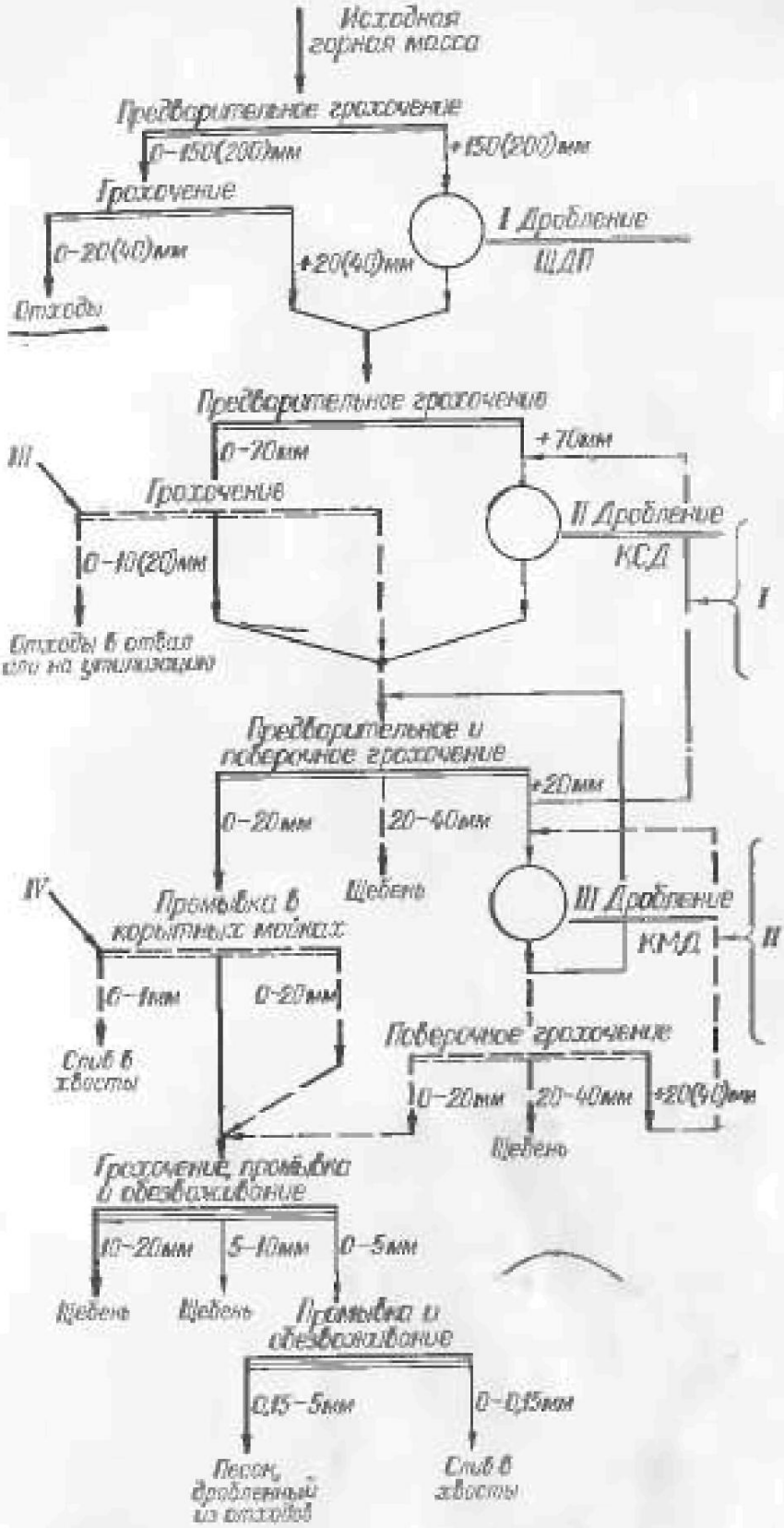


Рис. 24. Технологическая схема щебеночного завода для переработки пород первого типа первой группы



I — при двухстадийном дроблении с установкой среднеконусной дробилки; *II* — при большой производительности (>500 т/ч) операции предварительного и поверочного грохочения после третьей стадии дробления не объединяются; *III* — при большом содержании загрязняющих включений; *IV* — при наличии в горной массе среднепрочных включений; пунктиром показаны возможные дополнительные технологические операции

Рис. 25. Технологическая схема щебеночного завода для переработки пород первого типа второй группы

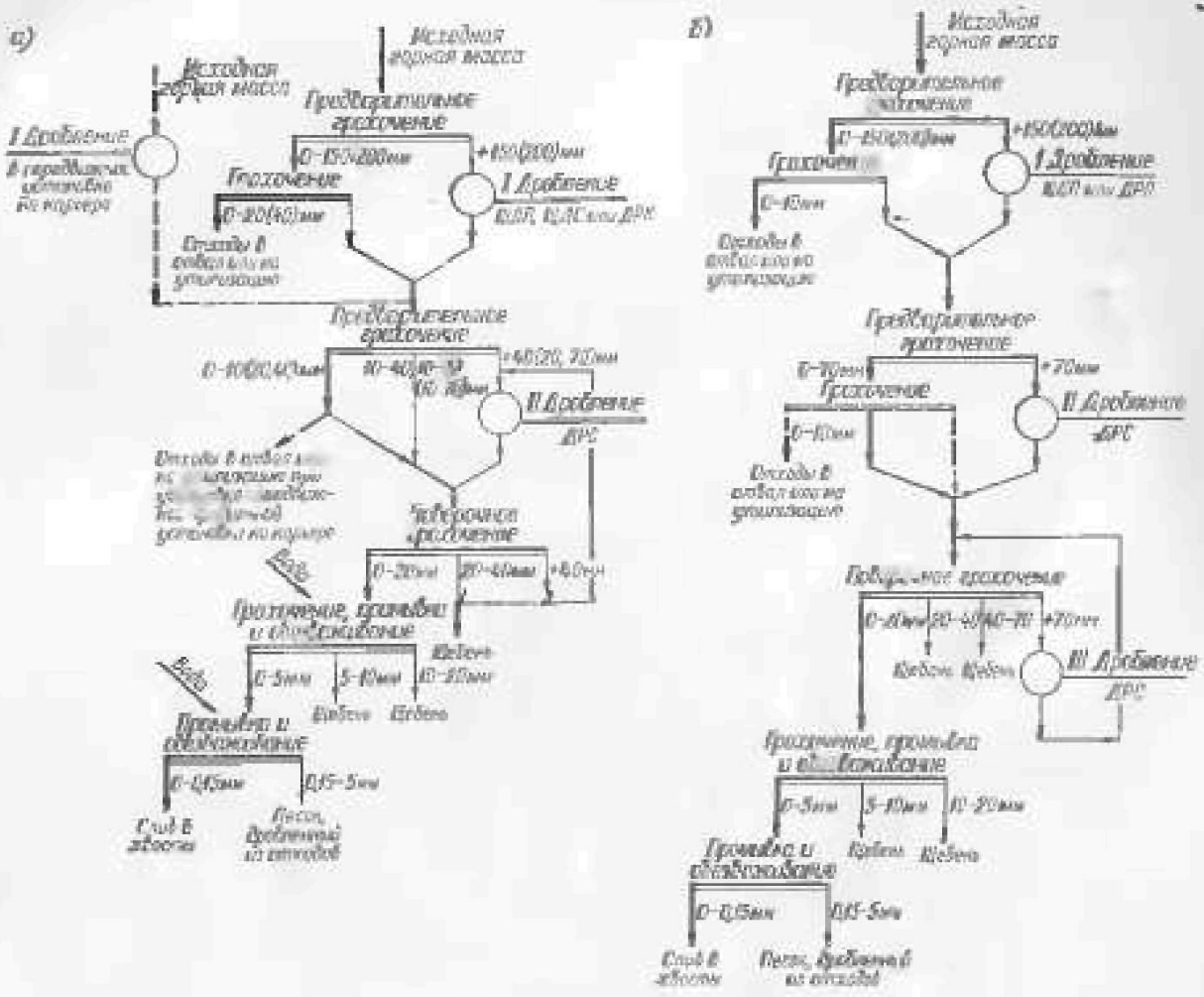


Рис. 26. Технологическая схема щебеночного завода для переработки пород II типа

а — при двухстадийном дроблении; *б* — при трехстадийном дроблении; пунктиром показаны возможные варианты технологических операций

Технологические схемы гравийно-песчаных заводов при экскаваторном способе разработки месторождений

Технологические схемы рекомендуются для двух типов сырья гравийно-песчаных месторождений.

Первый тип — гравийно-песчаная масса со средним содержанием гравийно-валунного материала не более 50%, загрязненные средне- и трудноразмываемой глиной до 10—12%; прочность гравия и валунов на сжатие — до 1500 кгс/см^2.

Принципиальная технологическая схема с раздельным выпуском гравия и щебня приведена на рис. 27.

Технологическая схема с совместным выпуском гравия и щебня для месторождений первого типа приведена на рис. 28; совместный выпуск гравия и щебня может быть принят только при соответствующем технико-экономическом обосновании.

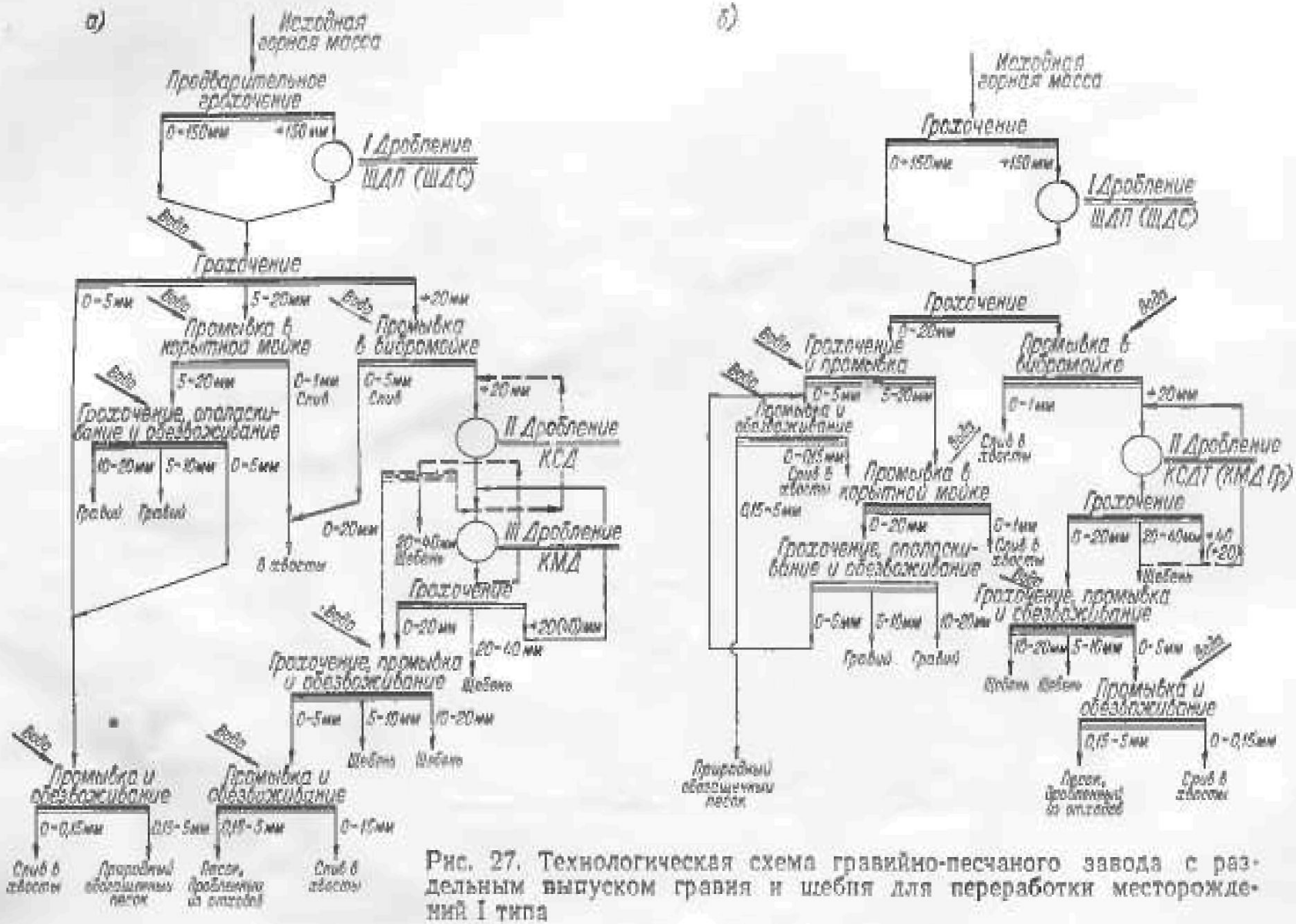


Рис. 27. Технологическая схема гравийно-песчаного завода с раздельным выпуском гравия и щебня для переработки месторождений I типа

а — при трехстадийном дроблении; б — при двухстадийном дроблении; пунктиром показаны варианты технологических потоков и операций

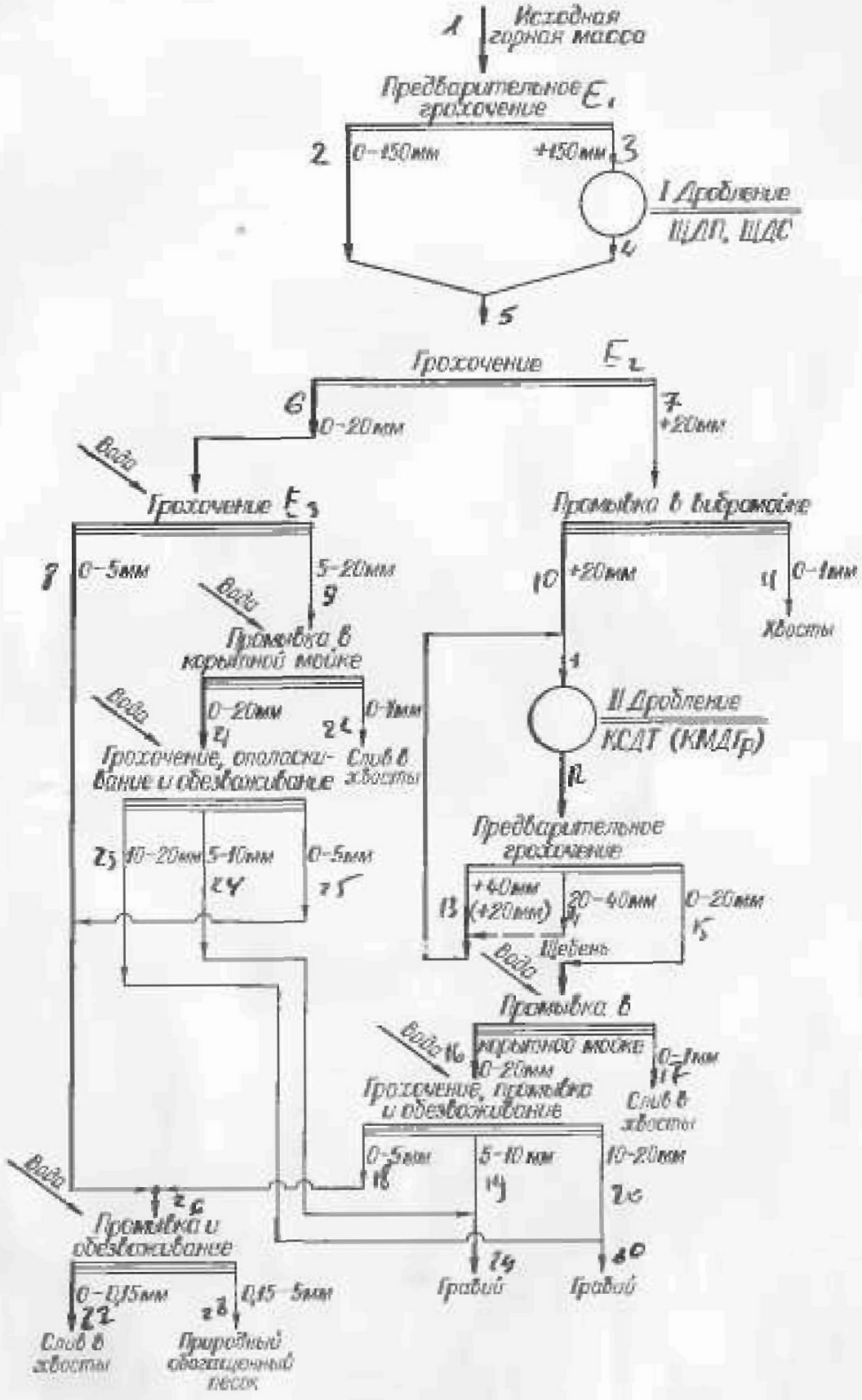


Рис. 28. Технологическая схема гравийно-песчаного завода с совместным выпуском гравия и щебня для переработки месторождений I типа

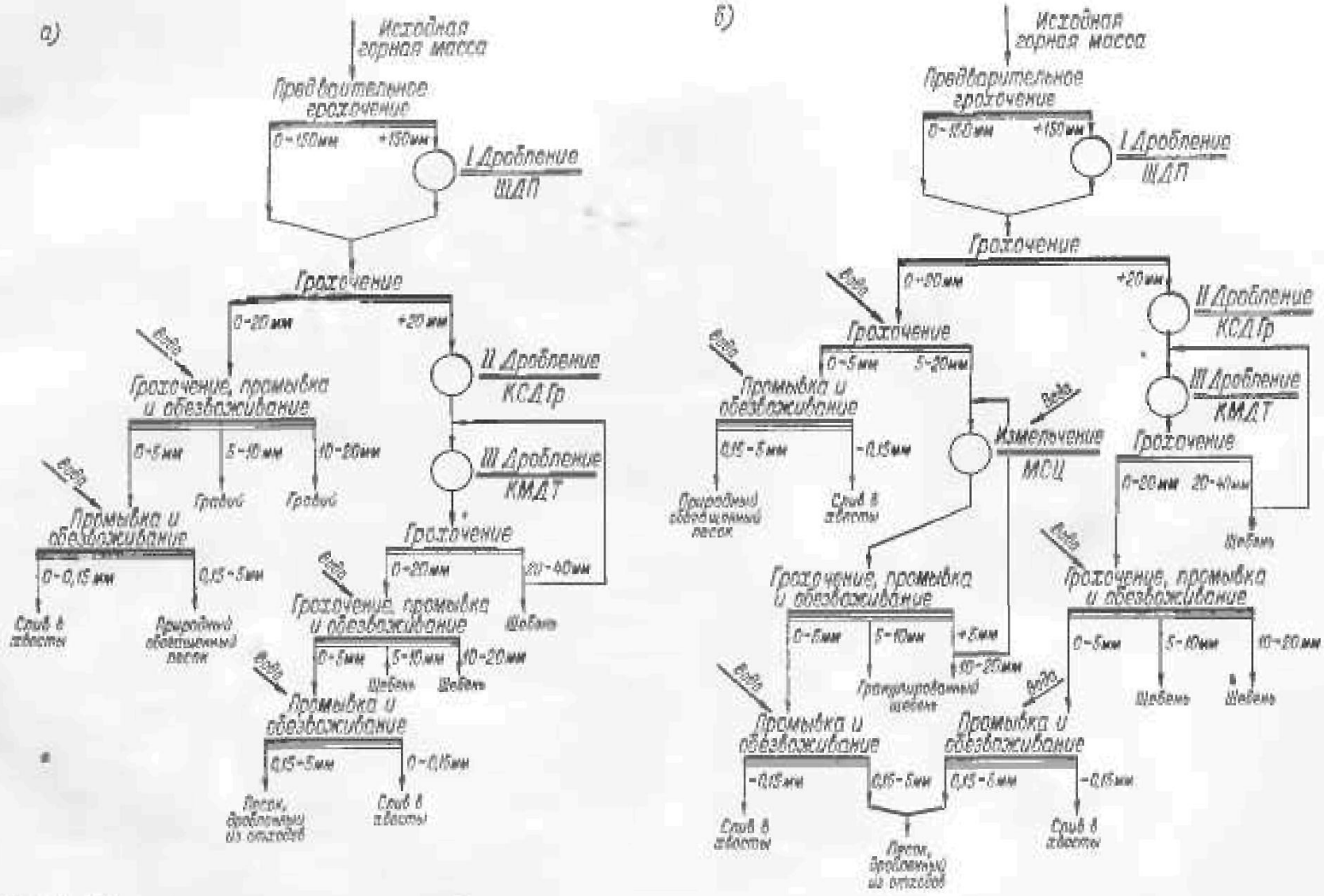


Рис. 29. Технологическая схема гравийно-песчаного завода для переработки месторождений II типа
а — с раздельным выпуском гравия и щебня; б — с выпуском только щебня и песка

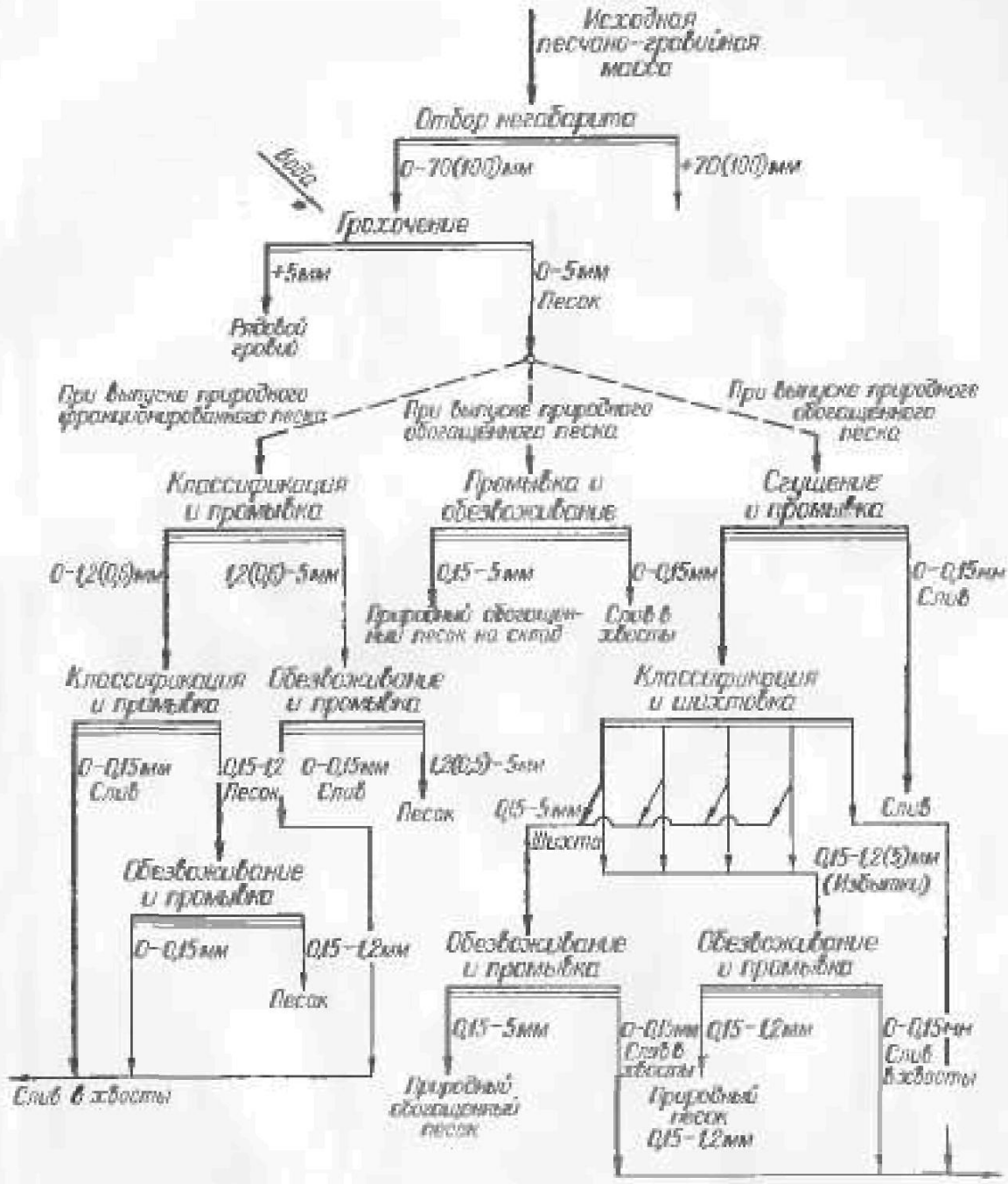


Рис. 30. Технологическая схема песчаного завода

Второй тип — гравийно-песчаная масса со средним содержанием гравийно-валунного материала 70% и более, загрязненные легкопромывистыми включениями не более 5%; прочность гравия и валунов на сжатие — более 1500 кгс/см².

Принципиальная технологическая схема с раздельным выпуском гравия и щебня приведена на рис. 29, *а*.

В районах с дефицитом природного песка может применяться технологическая схема, предусматривающая выпуск только щебня и обогащенного природного и дробленого песка (рис. 29, *б*).

Принципиальная технологическая схема песчаных заводов приведена на рис. 30.

При значительном содержании средне- и труднопромывистых включений в исходной песчаной массе операция ее промывки не совмещается с грохочением, а производится в соответствующем аппарате (скруббер, вибромойка) до операции по выделению гравия.

ПРИЛОЖЕНИЕ XII

Характеристика зернового состава продуктов дробления

Характеристики зернового состава исходной горной массы и продуктов дробления щековых, конусных и однороторных дробилок должны определяться экспериментально или расчетным путем по результатам технологических исследований сырья, намечаемого к добыче и переработке *.

При ориентировочных расчетах данные о крупности продуктов дробления могут быть приняты по типовым характеристикам, представленным на рис. 31—36, или аналогам.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок составлены по обобщенным данным экспериментальных исследований институтов ВНИИстройдормаш, ВНИИжелезобетон и ВНИИнеруд.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления конусных дробилок типов КСДГр, КСДТ, КМДГр и КМДТ приняты по данным «Инструкции по монтажу и эксплуатации дробилок конусных среднего и мелкого дробления размеров 1750 и 2200» (Уралмашзавод, 1971).

Типовые характеристики крупности продуктов дробления однороторных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления приняты по ГОСТ 12375—70 и 12376—71.

При определении максимальной крупности материала по приведенным кривым (кроме рис. 35) необходимо иметь в виду, что под условной максимальной крупностью $d_{макс}$ в дробленом продукте принято считать размер отверстий сита, через которое проходит 95% материала.

Для однородных дробилок среднего и мелкого дробления величина $d_S(d_{макс})$, мм, определяется по формуле

$$d_S = 0{,}5\left[213G_p/(\gamma v_p^{1{,}5}) + S\right],$$

где G_p — предел прочности дробимого материала при растяжении, кгс/см^2;

γ — объемная масса дробимого материала, г/см^3;

v_p — окружная скорость бил ротора, м/с;

S — ширина наименьшей из выпускных щелей, мм.

---

* Методики расчета зернового состава продуктов дробления щековых, конусных и роторных дробилок. Тольятти, ВНИИнеруд, 1971—1974.

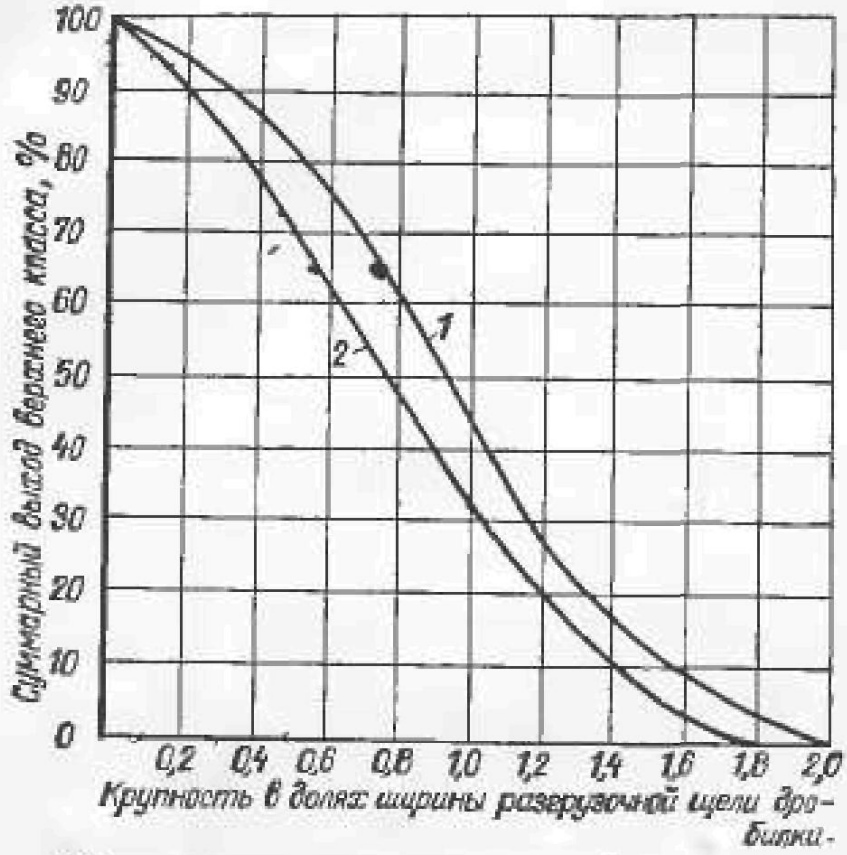


Рис. 31. Типовые характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок с простым качанием щеки

1 — изверженные породы; *2* — прочные известняки ($\sigma_{сж}$=600 кгс/см² и более)

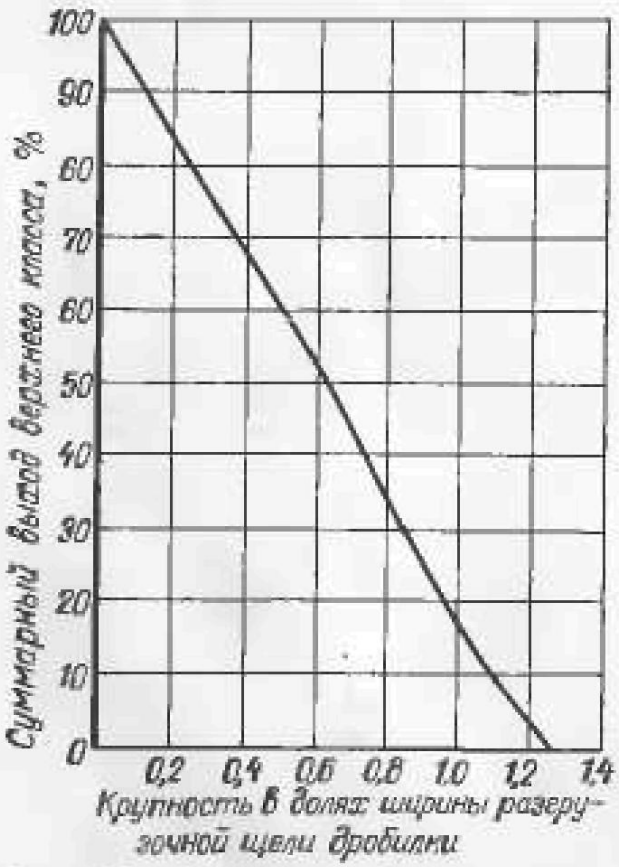


Рис. 32. Типовая характеристика крупности продуктов дробления изверженных пород и прочных известняков ($\sigma_{сж}$=600 кгс/см² и более) в щековых дробилках со сложным качанием щеки

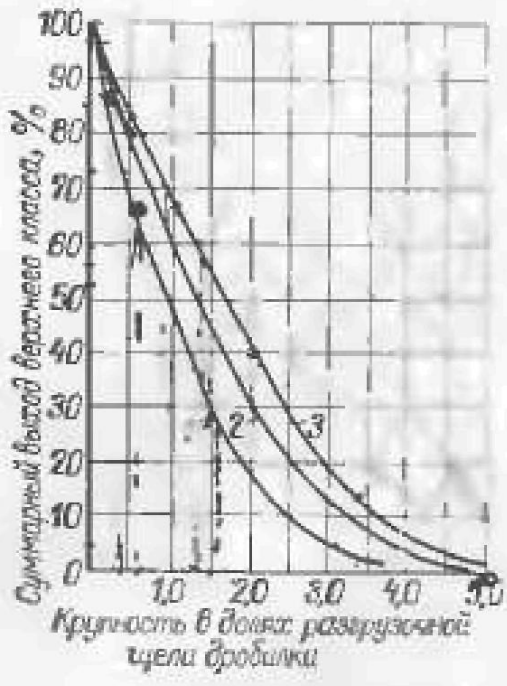


Рис. 33. Типовые характеристики крупности дробления изверженных пород и прочных известняков ($\sigma_{сж}$=600 кгс/см²) в конусных дробилках

1 — КСД-1750Гр и КСД-2200Гр, *2* — КСД-1750Т и КСД-2200Т; *3* — КМД-1750Гр и КМД-2200Гр

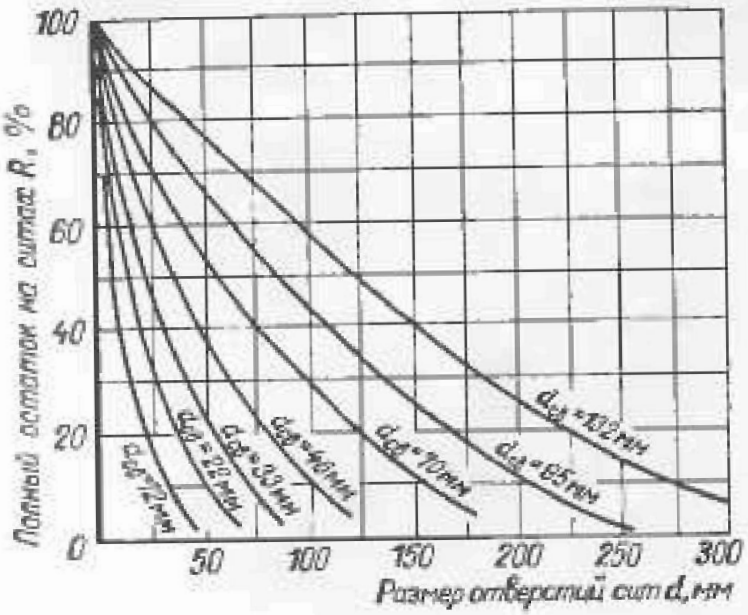


Рис. 35. Типовые характеристики крупности продуктов дробления одноторных дробилок крупного дробления

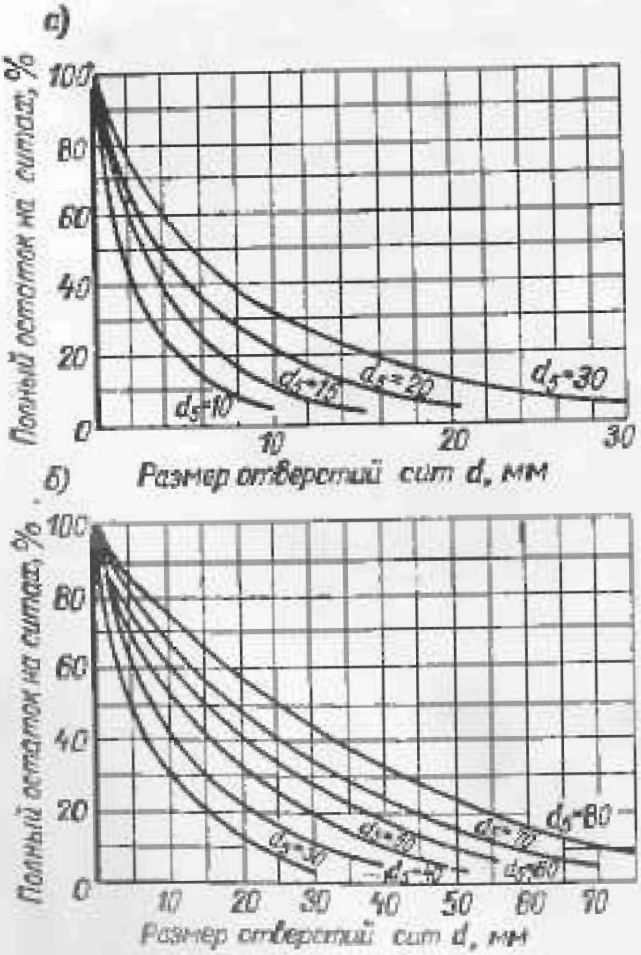


Рис. 34. Типовые характеристики крупности продуктов дробления конусных дробилок КМД-1750Т и КМД-2200Т

1 — изверженные породы; *2* — прочные известняки ($\sigma_{сж}$ = 600 кгс/см² и более)

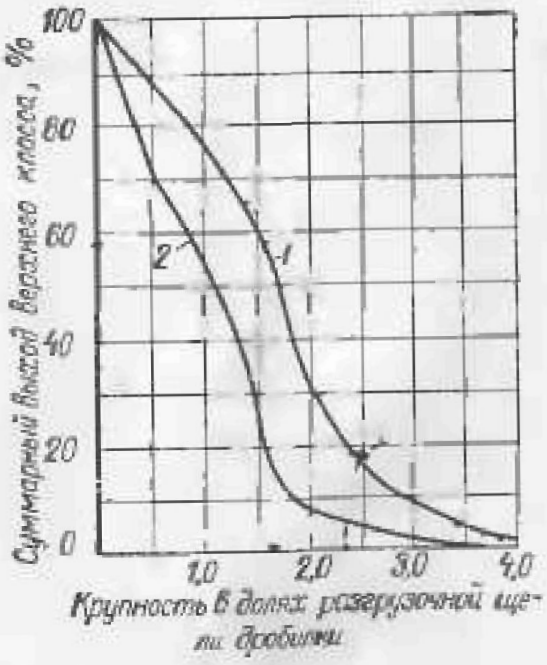


Рис. 36. Типовые характеристики крупности продуктов дробления одноторных дробилок среднего (*а*) и мелкого (*б*) дробления

Значения G_p и γ приведены в табл. XII.1.

Таблица XII.1

Характеристика физических свойств горных пород (по данным ИГД им. А. А. Скочинского)

Наименование пород	Объемная масса γ, г/см³	Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, кгс/см²	Условное временное сопротивление отрыву $\sigma_р$, кгс/см²	Отношение $\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_р}$
Известняк песчанистый	2,21	309	27	11,3
» органогенный	2,01	228	34	6,8
»	2,75	920	62	14,8
Доломит известковистый	2,78	874	75	11,7
Мрамор	2,68	277	37	7,4
»	2,77	860	63	13,6
» розовый . . .	2,71	670	70	9,6

Примечания: 1. Условное временное сопротивление отрыву $\sigma_р$ при расчетах может быть использовано вместо предела прочности при растяжении.

2. При отсутствии данных о пределе прочности при растяжении $\sigma_р$ его можно определить приближенно путем деления предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ на отношение $\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_р}$, соответствующее близкой по петрографическому составу породе.

Для определения зернового состава продукта дробления в однороторной дробилке крупного дробления рассчитывается средневзвешенный размер кусков этого продукта $d_{св}$. При дроблении известняка, имеющего предел прочности при растяжении $G_p = 110$ кгс/см² и объемную массу $\gamma = 2{,}7$ г/см³, при окружной скорости $v_р = 20$ м/с и выпускных щелях $S_1 = S_2 = 0{,}04\,D_р$, средневзвешенный размер кусков $d_{св}$ равен (с точностью до ±15%):

Типоразмер дробилки	ДРК-8×6 (СМД-85)	ДРК-10×8	ДРК-12×10 (СМД-86)	ДРК-10×12 (СМД-95)	ДРК-20×16 (СМД-87)
$d_{св}$, мм	26	28	31	33	36

При дроблении пород с другими физическими свойствами в дробилках с другими рабочими параметрами средневзвешенный размер кусков определяется по формуле

$$d'_{св} = d_{св} K_{пр} K_{щ} K_{ск},$$

где $K_{пр}$ — коэффициент, зависящий от прочности дробимой породы:

$$K_{пр} = 0{,}0046 G_р + 0{,}5;$$

$K_{щ}$ — коэффициент, зависящий от ширины наименьшей выпускной щели дробильной камеры:

$$K_{щ} = 0{,}715 + (0{,}003 v_р^2 / D_р + 5{,}6) S / D_р;$$

$K_{ск}$ — коэффициент, зависящий от окружной скорости ротора:

$$K_{ск} = 20 / v_р;$$

$D_р$ — диаметр ротора, м;

S — ширина наименьшей выходной щели, м;

$v_р$ — окружная скорость ротора, м/с.

ПРИЛОЖЕНИЕ XIII

Методика расчета качественно-количественной схемы

Расчету качественно-количественной схемы предшествует ее выбор в соответствии с рекомендациями, изложенными в приложении XI. При расчете качественно-количественной схемы принимаются и определяются следующие две группы основных показателей: исходные и расчетные. Численные значения показателей первой группы устанавливаются на основании задания на проектирование, научно-исследовательских работ и практических данных. Численные значения показателей второй группы определяются в результате расчета схемы.

К исходным показателям относятся:

производительность по готовой продукции;

характеристики крупности исходного материала и продуктов дробления;

общие эффективности технологических операций (табл. XIII.1);

Таблица XIII.1

Общая эффективность технологических операций

Наименование операции	Тип оборудования	Общая эффективность E^{-5}, %
Предварительное грохочение перед первой стадией дробления	Неподвижный колосниковый грохот	60—70
	Инерционный грохот тяжелого типа	70—85
То же, перед второй стадией дробления	Вибрационный грохот	85—90
Окончательное (товарное) грохочение, грохочение в замкнутом цикле с дробилками второй и третьей стадий дробления, промывка и обезвоживание	Инерционный грохот	90—98
	Вибрационный грохот	90—98
Классификация	Спиральный классификатор	60—70
	Гидравлический классификатор	60—70
Промывка	Корытные и вибрационные промывочные машины	85—95

граничные крупности разделения для операций грохочения, классификации и других;

размеры выпускных щелей дробильного оборудования.

К расчетным показателям относятся:

производительность по горной массе;

масса и выход продуктов по схеме;

выход того или иного класса крупности или марки прочности в продуктах схемы.

Все выходы выражаются в процентах либо в долях единицы от исходной горной массы и определяются по характеристикам крупности исходной горной массы, продуктов дробления, грохочения, классификации и т. д. При этом дополнительно определяются:

коэффициент, учитывающий характеристику крупности продукта, поступающего на операцию грохочения;

фракционная эффективность операции грохочения.

При ручном способе выполнения расчетов для нахождения фракционной эффективности операции грохочения можно пользоваться табл. XIII.2 или номограммой рис. 37.

Методика расчета качественно-количественной схемы основана на выполнении условий материального баланса на каждой операции. Расчет технологической схемы производится по стадиям дробления (под стадией понимается операция дробления с относящейся к ней операцией грохочения). Например, на рис. 27, где приведена схема переработки пород первого типа, первая стадия состоит из операций предварительного грохочения, грохочения для выделения отходов и операции крупного дробления. В первую стадию дробления входит продукт *1* и выходят продукты *4* и *7*. В качестве примера приводится порядок расчета качественно-количественной схемы, изображенной на рис. 38

Значение фракционной суммарной

Общая эффективность $E_{\text{п}}$, %	Пределы относительной крупности										
	—0,2			—0,4			—0,5			—0,6	
	Значения параметра K										
	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0
97	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
95	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
90	100	100	100	99,6	100	100	99,6	100	100	99,0	99,9
85	99,8	100	100	98,9	99,9	100	97,9	99,7	100	96,5	99,2
80	99,3	100	100	96,8	99,5	100	95,0	98,7	99,0	92,6	97,5
75	97,8	99,8	100	93,8	18,4	99,9	91,2	96,9	99,6	88,4	94,6
70	95,5	99,3	99,9	89,7	96,5	99,6	86,7	94,0	98,8	83,6	90,9
65	92,2	98,2	99,9	85,1	93,6	98,8	81,6	90,4	97,4	78,2	86,5
60	88,0	96,4	99,7	79,9	89,9	97,4	76,2	85,9	95,0	72,8	81,4

Расчет первой стадии дробления (операции I, II, III)

1. Определение выходов продуктов *2*, *3*, *6*:

$$\gamma_2=\gamma_1^{-150}E_1;\ \gamma_3=\gamma_1-\gamma_2;\ \gamma_6=\gamma_3,$$

где $E_l(E_e)$ — общая эффективность операции грохочения l;

l — порядковый номер операции;

$\gamma^{-150}(\gamma_н^{-d}$ или $\gamma_н^{-al})$ — выход класса 0—150 (0—d или 0—a_l) в исходной горной массе (в продукте H схемы);

H — порядковый номер продукта;

a_l — размер отверстий сита грохота на операции грохочения l;

d — расчетный класс крупности.

2. Определение фракционной эффективности операции грохочения *I*:

$$E_1^{-d}=1-(1-E_1)(d/150)^c,$$

где $c=K_1E_1/(1-E_1)$; $K_1=3{,}322\lg(\gamma_1^{-150}/\gamma_1^{-75})$.

3. Определение характеристик крупности продуктов *2* и *3*:

$$\gamma_2^{-d}=\gamma_1^{-d}E_1^{-d};\ \gamma_3^{-d}=\gamma_1^{-d}-\gamma_2^{-d}.$$

4. Определение выходов продуктов *4*, *5*, *7*:

$$\gamma_4=\gamma_2^{-20}E_{II};\ \gamma_5=\gamma_2-\gamma_4;\ \gamma_7=\gamma_5+\gamma_6=1-\gamma_4.$$

5. Определение фракционной эффективности операции грохочения II:

$$E_п^{-d}=1-(1-E_п)(d/20)^c,$$

где $c=K_пE_п/(1-E_п)$; $K_п=3{,}3222\lg(\gamma_2^{-20}/\gamma_2^{-10})$.

эффективности грохочения $E_п^{-d}$, % *Таблица XIII.2*

в долях размера отверстия сита; $d_{отн}=d/a$

	—0,7			—0,8			—0,9			—1,0		
в уравнении характеристики												
2,0	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0	2,0	0,5	1,0	2,0
100	100	100	100	99,9	100	100	99,5	99,9	100	97,0	97,0	97,0
100	100	100	100	99,4	99,9	100	98,2	99,4	99,9	95,0	95,0	95,0
100	98,0	99,6	100	96,3	98,7	99,8	93,8	96,1	98,5	90,0	90,0	90,0
99,9	94,4	98,0	99,7	92,0	95,8	98,8	88,6	91,8	95,3	85,0	85,0	85,0
99,6	90,2	95,2	98,6	87,2	92,0	95,7	82,8	87,0	91,4	80,0	80,0	80,0
98,8	85,4	91,4	97,1	82,1	87,2	93,5	78,7	81,8	86,8	75,0	75,0	75,0
97,2	80,2	86,9	94,4	76,7	82,2	89,5	73,5	76,6	81,7	70,0	70,0	70,0
94,7	74,6	82,0	90,7	71,6	76,8	84,7	68,3	71,2	76,4	65,0	65,0	65,0
91,4	69,5	76,6	86,4	66,2	71,4	79,5	63,0	65,8	71,0	60,0	60,0	60,0

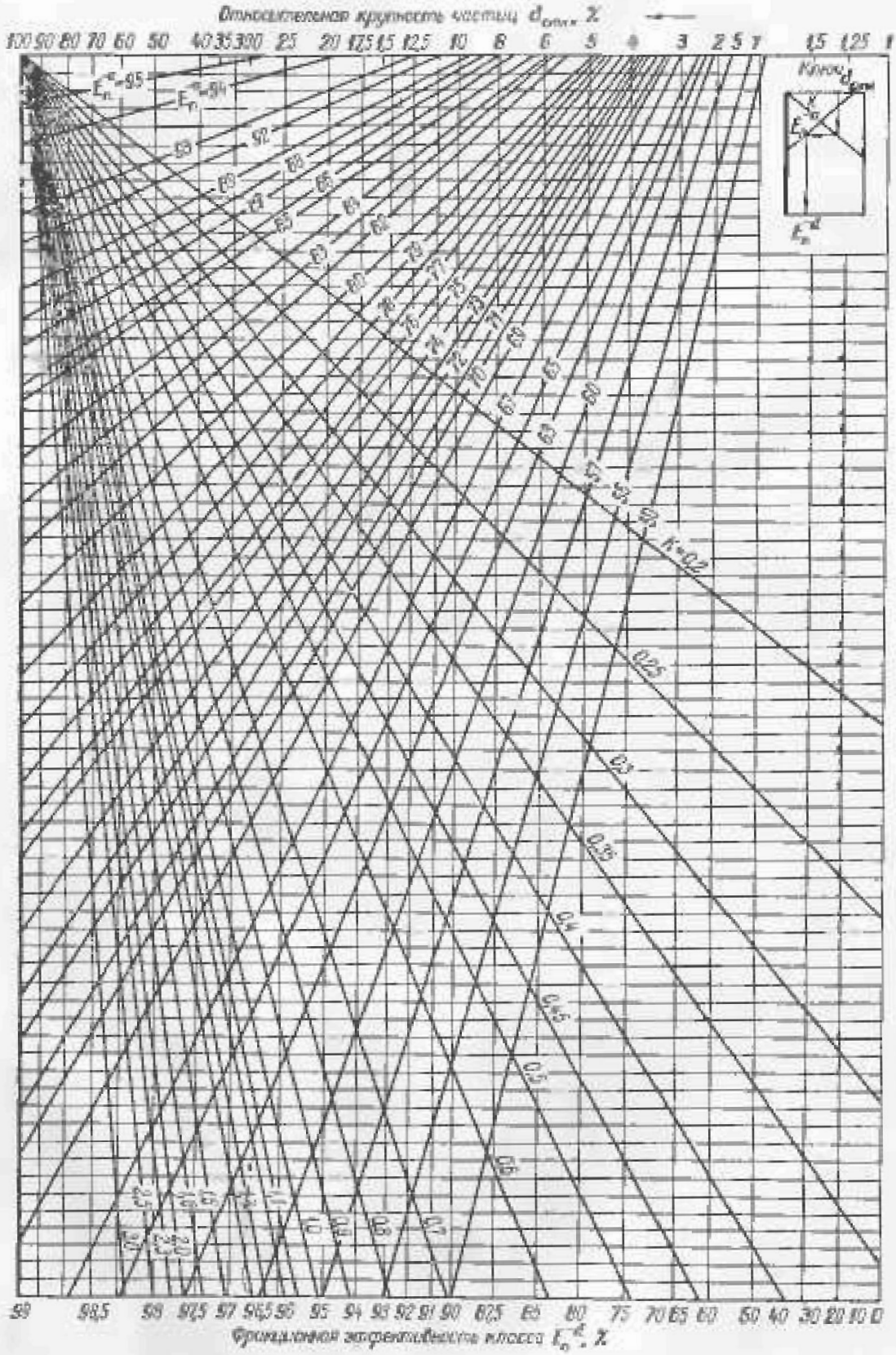


Рис. 37. Номограмма для расчета фракционной эффективности (по В. А. Перову)

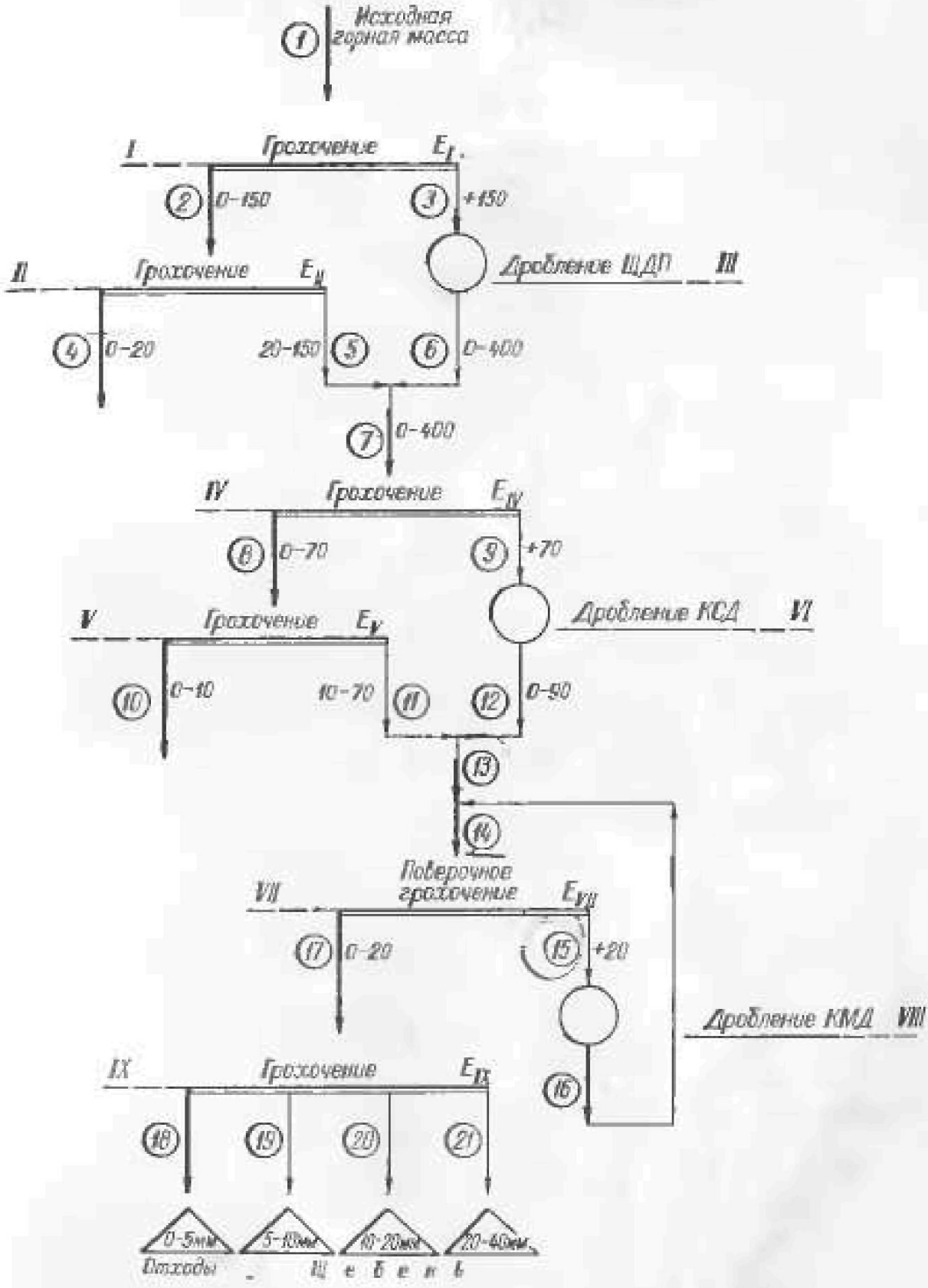


Рис. 38. Пример расчета качественно-количественной схемы щебеночного завода

6. Определение характеристик крупности продуктов *5, 6, 7*:

$$\gamma_5^{-d}=\gamma_2^{-d}(1-E_{\text{п}}^{-d}),\ \text{если}\ d<20;$$

$$\gamma_5^{-d}=\gamma_2^{-d}-\gamma_4,\ \text{если}\ d\geqslant 20;$$

$$\gamma_6^{-d}=\gamma_3^{-d}+\gamma_3^{+i_{\text{III}}}b_{i_{\text{III}}}^{-d};$$

$$\gamma_7^{-d}=\gamma_5^{-d}+\gamma_6^{-d},\ d\leqslant 70,$$

где $i_{\text{III}}(i_e)$ — ширина разгрузочной щели дробилки на операции дробления III;

$b_{i_{\text{III}}}^{-d}(b_{i_e}^{-d})$ — выход 0—d в дробленом на операции дробления III (e) продукте.

Расчет второй стадии дробления (операции IV, V и VI)

1. Определение выходов продуктов *8, 9, 12*:

$$\gamma_8=\gamma_7^{-70}E_{\text{IV}};\ \gamma_9=\gamma_7-\gamma_8;$$

$$\gamma_{12}=\gamma_2.$$

2. Определение фракционной эффективности на операции грохочения IV:

$$E_{\text{IV}}^{-d}=1-(1-E_{\text{IV}})(d/70)^c,$$

где $c=K_{\text{IV}}E_{\text{IV}}/(1-E_{\text{IV}})$; $K_{\text{IV}}=3{,}322\lg(\gamma_7^{-70}/\gamma_7^{-35})$; $d<20$.

3. Определение характеристик крупности продуктов *8* и *9*:

$$\gamma_8^{-d}=\gamma_7^{-d}E_{\text{IV}}^{-d};\ \gamma_9^{-d}=\gamma_7^{-d}-\gamma_8^{-d}=\gamma_7^{-d}(1-E_{\text{IV}}^{-d}).$$

4. Определение выходов продуктов *10, 11, 13*:

$$\gamma_{10}=\gamma_8^{-20}E_{\text{V}};\ \gamma_{11}=\gamma_8-\gamma_{10};$$

$$\gamma_{13}=\gamma_{11}+\gamma_{12}=\gamma_7-\gamma_{10}=\gamma_3-\gamma_4-\gamma_{10}.$$

5. Определение фракционной эффективности операции грохочения V:

$$E_{\text{V}}^{-d}=1-(1-E_{\text{V}})(d/10)^c,$$

где $c=K_{\text{V}}E_{\text{V}}/(1-E_{\text{V}})$; $K_{\text{V}}=3{,}322\lg(\gamma_8^{-10}/\gamma_8^{-5})$; $d<10$.

6. Определение характеристик крупности продуктов *11, 12, 13*:

$$\gamma_{11}^{-d}=\gamma_8^{-d}(1-E_{\text{V}}^{-d}),\ \text{если}\ d<10;$$

$$\gamma_{11}^{-d}=\gamma_8^{-d}-\gamma_{10},\ \text{если}\ d\geqslant 10;$$

$$\gamma_{12}^{-d}=\gamma_9^{-d}+\gamma_9^{+i_{\text{VI}}}b_{i_{\text{VI}}}^{-d},\ \text{если}\ d\leqslant i_{\text{VI}};$$

$$\gamma_{12}^{-d}=\gamma_9^{-d}+\gamma_9^{+d}b_{i_{\text{VI}}}^{-d},\ \text{если}\ d>i_{\text{VI}};$$

$$\gamma_{13}^{-d}=\gamma_{11}^{-d}+\gamma_{12}^{-d}.$$

Расчет третьей стадии дробления (операции VII и VIII)

1. Определение выходов продуктов *14*, *15*, *16*, *17*:

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-d_{VII}} E_{VII} / \left(E_{VII} b_{i_{VIII}}^{-d_{VII}} \right);$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{18} + \gamma_{15}; \quad \gamma_{16} = \gamma_{15}; \quad \gamma_{17} = \gamma_{18},$$

где значение d_{VII} определяется в зависимости от заданного ассортимента выпускаемой продукции.

2. Определение характеристики крупности продукта *17*:

$$\gamma_{17}^{-d} = \gamma_{13}^{-d} + \gamma_{15} b_{i_{VIII}}^{-d}; \quad d < a_{VII}.$$

Расчет операции товарной сортировки IX

1. При выпуске щебня до 40 мм ($d_{VII} = 40$):

$$\gamma_{21} = \gamma^{20-40} = \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-20} E_{IX}^{-20};$$

$$\gamma_{20} = \gamma^{10-20} = \gamma_{17} - (\gamma_{21} + \gamma_{17}^{-10} E_{IX}^{-10});$$

$$\gamma_{19} = \gamma^{5-10} = \gamma_{17} - (\gamma_{20} + \gamma_{21} + \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5});$$

$$\gamma_{гот} = \gamma^{5-10} + \gamma^{10-20} + \gamma^{20-40} = \gamma_{19} + \gamma_{20} + \gamma_{21};$$

$$\gamma_{18} = \gamma^{0-5} = \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5} = \gamma_{17} - \gamma_{гот} = \gamma_{11} - (\gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{гот}).$$

2. При выпуске щебня до 20 мм ($d_{VII} = 20$ мм):

$$\gamma_{20} = \gamma^{10-20} = \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-10} E_{IX}^{-10};$$

$$\gamma_{19} = \gamma^{5-10} = \gamma_{17} - (\gamma_{20} + \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5});$$

$$\gamma_{гот} = \gamma^{10-20} + \gamma^{5-10} = \gamma_{20} + \gamma_{19};$$

$$\gamma_{18} = \gamma^{0-5} = \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5} = \gamma_{17} - \gamma_{гот} =$$

$$= \gamma_1 - (\gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{гот}).$$

Учитывая необходимость выбора оптимальных технологических схем и оптимальных режимов работы оборудования, большую трудоемкость выполняемых расчетов, расчет технологических схем рекомендуется выполнять с помощью электронно-вычислительной машины (ЭВМ).

Ниже приводится блок-схема (рис. 39) к программе расчета технологической схемы (см. рис. 38) на ЭВМ «Наири-С», составленная на основе приведенного выше вычислительного алгоритма. По этой программе можно выполнить автоматический выбор оптимальных технологических схем и оптимальных режимов работы установленного в схеме оборудования для щебеночных заводов по переработке однородных пород. В режиме «человек—машина» можно выполнить соответствующие расчеты для щебеночных заводов по переработке любых пород.

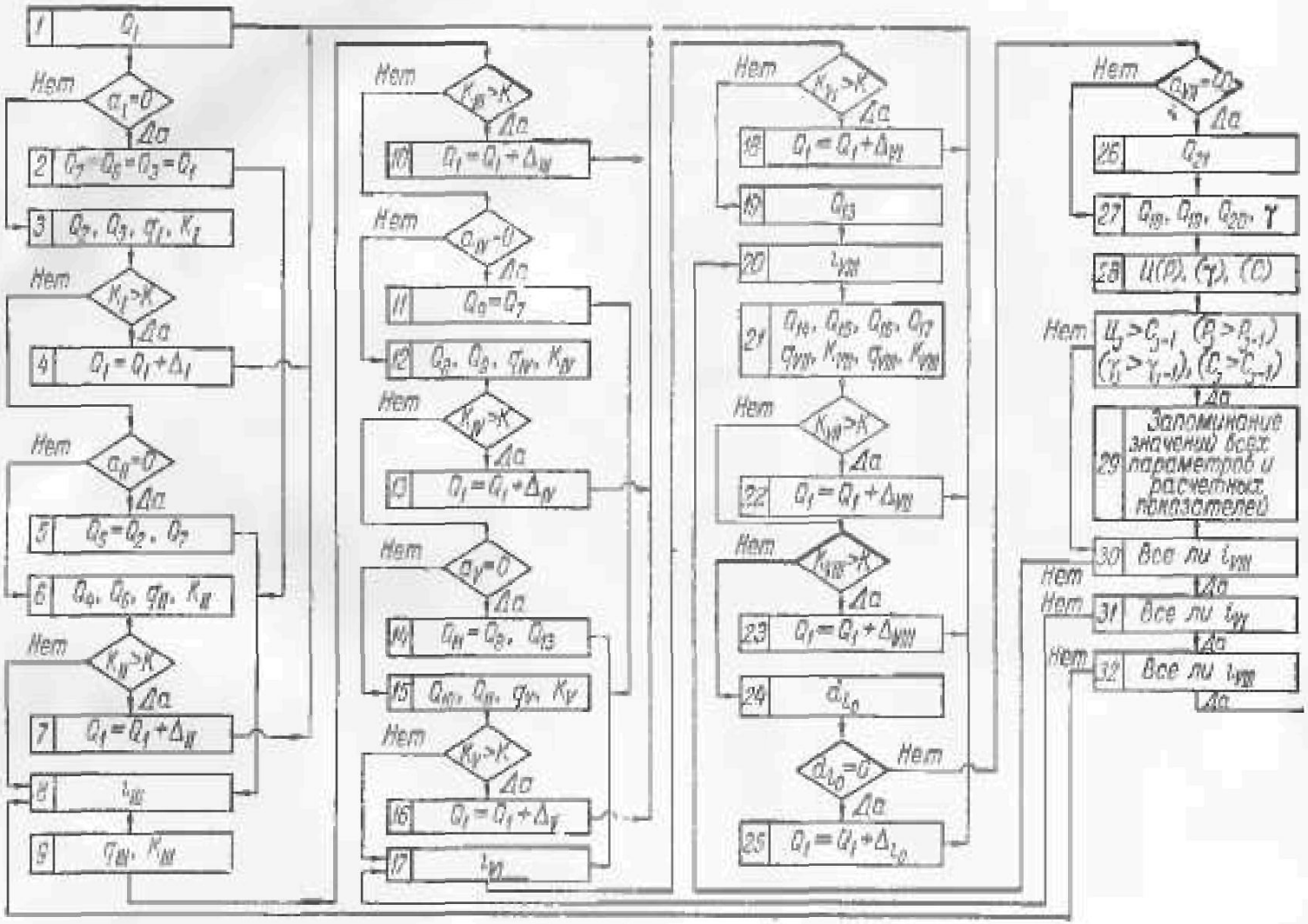


Рис. 39. Блок-схема расчета качественно-количественной схемы на ЭВМ «Наири-С»

Программа составлена таким образом, чтобы в зависимости от конкретных требований при расчете технологических схем можно было осуществлять оптимизацию по любому из следующих критериев оптимальности:

максимальный выпуск готовой продукции;

максимальная стоимость готовой продукции.

Алгоритм и программа расчета технологических схем необходимы для определения размерного ряда оптимальных мощностей предприятий нерудных строительных материалов.

ПРИЛОЖЕНИЕ XIV

Расчет производительности основного технологического оборудования

Определение производительности дробильного оборудования

При определении производительности дробилок рекомендуется пользоваться паспортными данными заводов-изготовителей, корректируя их с учетом физико-механических свойств дробимого материала и условий дробления.

Расчетная производительность щековых и конусных дробилок, т/ч, определяется по формуле

$$Q = Q_п \delta K_{др} K_ф K_{кр} K_в,$$

где $Q_п$ — паспортная производительность дробилки, м³/ч;

δ — насыпная масса дробимого материала, т/м³;

$K_{др}$ — поправочный коэффициент на дробимость материала; при отсутствии практических данных $K_{др}$ принимается по табл. XIV.1;

$K_ф$ — поправочный коэффициент, учитывающий форму дробимого материала; принимается равным 1,0 при дроблении рваного камня и 0,85 при дроблении гравийно-валунной массы; при дроблении гравийно-валунной массы, содержащей до 20% рваного камня, $K_ф = 0{,}9$;

$K_{кр}$ — поправочный коэффициент на крупность материала, принимаемый:

а) для щековых и конусных дробилок крупного дробления [*]

Содержание в питании фракций крупнее $0{,}5B$, %	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
Значения K	1,1	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89

[*] Справочник по обогащению руд. М., «Недра», 1972.

Таблица XIV.1

Значения поправочного коэффициента $K_{др}$ на дробимость материала

Категория прочности породы	Временное сопротивление на сжатие, кг/см²	Значения $K_{др}$
Особо прочные	Более 2500	0,80
Прочные	2000—2500	0,85
	1800—2000	0,90
	1500—1800	0,95
Средней прочности	600—1500	1,0
Ниже средней прочности	Менее 600	1,2

Примечание. Коэффициент уточняется при технологическом опробовании сырья.

б) для конусных дробилок среднего дробления, работающих в открытом цикле *,

Отношение i/B	0,6	0,55	0,4	0,35
Значения $K_{кр}$	0,98	1,0	1,10	1,10

i — ширина разгрузочной щели предшествующей дробилки, мм;

B — ширина загрузочного отверстия дробилки, мм;

в) для конусных дробилок мелкого дробления **

Отношение i/B	0,4	0,25	0,15	0,075
Значения $K_{кр}$	0,90	1,0	1,10	1,28

Коэффициент крупности питания для дробилок мелкого дробления, работающих в замкнутом цикле, принимается равным:

$K_{кр}=1,15$ — при содержании в питании класса 20—40 мм 35—45%;

$K_{кр}=1,25$ — то же, более 45%;

---

* К. А. Разумов. Проектирование обогатительных фабрик. М., «Недра», 1970.

** Справочник по обогащению руд. М., «Недра», 1972.

$K_в$ — поправочный коэффициент на влажность дробимого материала, содержащего комкующуюся мелочь *:

Влажность материала, %	4	5	6	7	8	9	10	11
Значение $K_в$	1,0	1,0	0,95	0,90	0,85	0,80	0,77	0,65

Расчетная производительность роторных дробилок, т/ч, вычисляется по формуле

$$Q_р = Q_п \delta K_{пр} K_{кр} K_{щ} K_{ск} K_{изн},$$

где $K_{пр}$, $K_{кр}$, $K_{щ}$, $K_{ск}$, $K_{изн}$ — поправочные коэффициенты, определяемые по следующим формулам *:

$K_{пр}$ — коэффициент, зависящий от прочности и объемной массы дробимого материала:

а) для дробилок крупного дробления

$$K_{пр} = 1{,}06 - \sigma_р/\gamma 660;$$

б) для дробилок среднего и мелкого дробления

$$K_{пр} = (D_р - \sigma_р/\gamma 700)/(D_р - 0{,}053),$$

где $\sigma_р$ — предел прочности породы при растяжении, кгс/см^2 (см. табл. XII.1);

γ — объемная масса породы, г/см^3;

$D_р$ — диаметр ротора, м;

$K_{кр}$ — коэффициент, зависящий от крупности дробимой породы:

а) для дробилок крупного дробления

$$K_{кр} = 3{,}33 - 11{,}7 d_{макс}/D_р,$$

где $d_{макс}/D_р < 0{,}2$;

$d_{макс}$ — размер максимального куска, м;

при $d_{макс}/D_р \geqslant 0{,}2$ поправка на крупность не вводится;

б) для дробилок среднего и мелкого дробления при $d_{макс} < 0{,}3\, D_р$

$$K_{кр} = 0{,}53/(0{,}66 - 0{,}36\alpha),$$

где α — доля массы кусков дробимой породы размером менее $0{,}1\, D_р$;

---

* Расчет поправочных коэффициентов принят по ГОСТ 12375—70 «Дробилки однороторные крупного дробления» и ГОСТ 12376—71 «Дробилки однороторные среднего и мелкого дробления».

в) для дробилок среднего и мелкого дробления при всей массе дробимой породы, содержащей куски размером менее 0,1 $D_р$

$$K_{кр}=2{,}7-9d_{макс}/D_р;$$

$K_{щ}$ — коэффициент, зависящий от ширины выпускной щели:

а) для дробилок крупного дробления

$$K_{щ}=0{,}84+1{,}6S_1/D_р,$$

где S_1 — ширина выпускной щели, м, первой камеры дробления *.

Ширина щели второй камеры не учитывается;

б) для дробилок среднего и мелкого дробления при ширине выпускной щели первой камеры дробления $S_1<0{,}5\,d_{макс}$

$$K_{щ}=0{,}3+0{,}6S_1/D_р;$$

в) для дробилок среднего и мелкого дробления при $S_1 \geqslant 0{,}5d_{макс}$

$$K_{щ}=1+1{,}9S_2/D_р.$$

Ширина последующих выпускных щелей в обоих случаях не учитывается;

г) при $S_1 > S_2 > 0{,}5\,d_{макс}$

$$K_{щ}=1{,}5+2{,}8S_3/D_р,$$

где S_1, S_2, S_3 — ширина выпускных щелей, м, соответственно первой, второй и третьей камер дробления;

$K_{ск}$ — коэффициент, зависящий от окружной скорости ротора, $v_р$:

а) для дробилок крупного дробления

Окружная скорость ротора $v_р$, м/с	До 20,0	До 26,5	До 35,0
Значения $K_{ск}$	1,0	0,92	0,83

б) для дробилок среднего и мелкого дробления

Окружная скорость ротора $v_р$, м/с	До 20,0	До 24,0	До 28,8	До 34,6	До 41,5	До 50,0
Значения $K_{ск}$	1,20	1,15	1,10	1,0	0,95	0,90

$K_{изн}$ — коэффициент, зависящий от степени изношенности рабочих кромок бил $K_{изн}=1{,}7\div1{,}4\ r/D_р$, где r — радиус закругления изношенных рабочих кромок бил, м.

---

* Под выпускной щелью камеры дробления понимается зазор между билами и соответствующей плитой.

Поправочный коэффициент $K_{изн}$ следует учитывать лишь в тех случаях, когда дробятся малоабразивные породы и имеется возможность поддерживать в течение всего времени эксплуатации закругления изношенных кромок бил $r<0{,}05\,D_p$.

Определение производительности грохотов

Производительность вибрационных грохотов, м³/ч, определяется по формуле

$$Q=cFqKlmnop,$$

где c — коэффициент использования поверхности сита:

$c=1$ — для верхнего сита при загрузке грохота материалом по ширине не менее $0{,}7\,B_c$ (ширины сита, м);

$c=0{,}85$ — то же, по ширине не более $0{,}65\,B_c$;

$c=0{,}85$ и $c=0{,}7$ — соответственно для нижнего сита;

q — удельная объемная производительность 1 м² сита с квадратными отверстиями, м³/м²·ч (табл. XIV.2);

F — рабочая площадь сита, м²; принимается для грохота:

колосникового ГИТ-41	4,5
инерционного ГИТ-52Н	6,0
» ГИС-42	5,0
» ГИС-52	7,0
» ГИС-62	9,0

K, l, m, n, o, p — поправочные коэффициенты, принимаемые по табл. XIV.4.

Таблица XIV.2

Удельная объемная производительность металлического сита q, м³/м²·ч

Размер отверстий, мм	q	Размер отверстий, мм	q	Размер отверстий, мм	q
0,6	3,2	8	17	40	38
0,8	3,7	10	19	50	42
1,17	4,4	16	25,5	80	56
2,0	5,5	20	28	100	63
3,15	7,0	25	31	—	—
5	11.0	31,5	34	—	—
					—

Примечания: 1. Удельные нагрузки даны для условий установки грохота под углом 18°. При изменении угла наклона удельные нагрузки должны быть определены опытным путем. При отсутствии практических данных можно принимать, что при увеличении или уменьшении угла наклона грохота на 3° от условий, указанных выше, его удельная производительность изменяется в среднем на 25% соответственно в большую или меньшую сторону.

2. Размеры отверстий сит различной конфигурации ($a_{кв}$ — квадратных, $a_{кр}$ — круглых), обеспечивающие заданные границы разделения фракций, выбираются по табл. XIV.3, составленной по материалам института ВНИИСтройдормаш.

Таблица XIV.3

Рекомендуемые размеры отверстий сит a, мм

Граничная крупность разделения $d_{гр}$, мм	Грохот наклонный						Грохот горизонтальный					
	Грохочение щебня			Грохочение гравия			Грохочение щебня			Грохочение гравия		
	Содержание в питании зерен $<d_{гр}$, %	$a_{кв}$, мм	$a_{кр}$, мм	Содержание в питании зерен $<d_{гр}$, %	$a_{кв}$, мм	$a_{кр}$, мм	Содержание в питании зерен $<d_{гр}$, %	$a_{кв}$, мм	$a_{кр}$, мм	Содержание в питании зерен $<d_{гр}$, %	$a_{кв}$, мм	$a_{кр}$, мм
5	Любое	5	6	Любое	5	6	Любое	5	6	Любое	5	6
10	»	10	12	»	10	12	»	10	12	»	10	12
15	До 60 Более 60	14 16	18 20	До 70 Более 70	14 16	18 18	До 75 Более 75	14 16	18 20	» —	16 —	18 —
20	До 60 Более 60	18 20	24 26	Любое —	20 —	24 —	До 75 Более 75	18 20	24 26	Любое —	20 —	24 —
25	До 60 Более 60	25 25	30 32	Любое —	25 —	30 —	До 75 Более 75	25 25	30 32	Любое —	25 —	30 —
40	До 60 Более 60	37* (35) 42* (40)	47 52	Любое —	42* (40) —	47 —	До 75 Более 75	37* (35) 42* (40)	47 52	Любое —	42* (40) —	47 —
70	До 60 Более 60	65* (70) 70	82 90	Любое —	70 —	82 —	До 75 Более 75	65* (70) 70	82 90	Любое —	70 —	82 —

* Размеры отверстий сит рекомендуемые, но не предусмотренные ГОСТом. В скобках указаны ближайшие размеры отверстия сит по ГОСТу.

Таблица XIV.4

Поправочные коэффициенты к расчету производительности грохотов

Факторы, учитываемые коэффициентом, и условия грохочения	Значения									
Содержание в питании зерен размером меньше половины отверстия сита, %	—	20	30	40	50	60	70	80	90	
Коэффициент k	—	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
Содержание в питании зерен размером больше отверстия сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент l	0,94	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36
Эффективность грохочения E, %	70	80		90	92	94		96	98	
Коэффициент m	1,6	1,3		1,0	0,9	0,8		0,6	0,4	
Исходный материал	Дробленый материал					Песчано-гравийная масса				
Коэффициент n	1,0					1,25				
Размер отверстий сита, мм	Менее 25					Более 25				
Влажность материала	Сухой	Влажный				В зависимости от влажности				
Коэффициент o	1,0	0,75—0,85				0,9—1,0				
Размер отверстий сита, мм	Менее 25					Более 25				
Способ грохочения	Сухой	С орошением				Любой				
Коэффициент p	1,0	1,25—1,40				1,0				

Для определения коэффициента m необходимо рассчитывать требуемую эффективность грохочения E, %, по формуле

$$E = 100\,(100/\alpha)\,[(\alpha - \beta)/(100 - \beta)],$$

где α — содержание материала крупностью меньше размера отверстия сита в исходном продукте, поступающем на грохот, %; определяется по характеристике крупности этого материала;

β — допустимая засоренность верхнего продукта грохота нижним продуктом, %; при товарном грохочении $\beta = 5\%$.

При наличии на грохоте двух сит расчет производительности ведется раздельно по верхнему и нижнему ситам. При мокром способе грохочения значения коэффициента o не учитываются.

*Определение производительности промывочных машин**

Для расчета производительности промывочных машин могут быть использованы показатели расхода электроэнергии, необходимой для промывки 1 т материала, и времени промывки материала до заданного качества.

Производительность промывочной машины, т/ч, при использовании показателя расхода электроэнергии определяется по формуле

$$Q = N\eta/q,$$

где N — установленная мощность электродвигателей, кВт;

η — коэффициент использования мощности двигателя; для корытных моек $\eta = 0{,}7 \div 0{,}8$;

q — удельный расход электроэнергии на промывку материала, кВт · ч/т; для ориентировочных расчетов принимается по табл. 58.

Для определения производительности промывочной машины с учетом обеспечения заданного качества промытого материала должно соблюдаться условие

$$t < t_т,$$

где t — время, необходимое для промывки материала до заданного качества, с; определяется опытным путем, расчетом или для ориентировочных расчетов — по табл. 59;

$t_т$ — время промывки, обеспечиваемое промывочной машиной, с.

---

* Методика расчета производительности промывочных машин составлена инж. В. Г. Гурсевичем.

Необходимое время t, с, промывки материала в промывочной машине определяется по формуле

$$t = \tau (t/\tau),$$

где τ — характерное время промывки, с, определяемое для корытных моек:

$$\tau = a (\tau_0/\omega) [(0{,}1R\omega^2 - 0{,}13)^2 + 0{,}16];$$

a — коэффициент, учитывающий конструктивные и технологические параметры машины; для корытных моек $K=12$ и $K=14$, $a=0{,}84$ и $a=0{,}63$ при следующих оптимальных значениях параметров режима работы: $\varphi = 0{,}15$ (коэффициент заполнения рабочего органа промываемым материалом); Ж : Т = 4 (отношение жидкого к твердому в плотном теле) в рабочем объеме корыта, м³/м³; $\frac{L'}{L} = 0{,}7$ (длина участка промывки, м); $\lambda = 0{,}01\ \omega$ (интенсивность подачи воды на промывку, м³/т · с);

τ_0 — характерное время промывки при испытании материала на промывистость; при отсутствии данных технологического опробования значения τ_0 принимаются по табл. 58;

ω — частота вращения лопастей, с$^{-1}$;

R — наружный радиус лопастей, м.

Характерное время промывки для вибрационных промывочных машин определяется по методике ВНИИнеруда.

t/τ — принимается по табл. XIV.5 в зависимости от величины коэффициента промывистости K, определяемого экспериментально или по табл. 59 (§ 46 главы X), и величины необходимого извлечения ε глинистых примесей из промываемого материала (эффективность промывки)

$$\varepsilon = (100\alpha - \gamma_м\beta)/\gamma_м,$$

где α, β — содержание глинистых примесей в исходном и промытом материале в долях единицы;

$\gamma_м$ — выход мытого продукта; для корытных моек $\gamma_м = 0{,}85 \div 0{,}95\%$.

Время промывки $t_п$, с, определяется по формуле

$$t_п = 60LK_и/(SnK_п),$$

где L — длина корыта, м;

$K_и$ — коэффициент использования длины корыта; $K_и = 0{,}8 \div 0{,}9$;

S — шаг винтовой линии лопастей, м;

n — частота вращения лопастей, мин$^{-1}$;

$K_п$ — коэффициент подачи;

$$K_п = 0{,}41 + 3{,}04\nu - 0{,}43K_л,$$

где ν — угол наклона корыта; в зависимости от загрязненности щебня и гравия значения ν равны:

Промываемый материал	Легко-промывистый	Средне-промывистый	Трудно-промывистый
Значения ν: рад	0,1570—0,2094	0,1221—0,1570	0,0698—0,0872
град	9—12	7—9	4—5

$K_л$ — коэффициент прерывистости винтовой линии лопастной спирали, равный $K_л = 0{,}53$; для корытных моек $K = 12$ и $K = 14$.

Производительность двухвальной корытной мойки, м³/ч,

$$Q = 270\pi D^2 L K_п / t_т,$$

где D — наружный диаметр лопастей, м.

Производительность скруббера легкого типа, м³/ч,

$$Q = 150 D^3 \varphi n \operatorname{tg} 2\nu,$$

где D — диаметр барабана, м;

φ — коэффициент заполнения барабана; $\varphi = 0{,}08 \div 0.10$;

n — частота вращения, мин$^{-1}$;

ν — угол наклона барабана, град.

Производительность скруббера тяжелого типа, м³/ч, установленного горизонтально,

$$Q = 1{,}29 D^{2.5} L \varphi n,$$

где L — длина барабана, м;

φ — коэффициент заполнения барабана; $\varphi = 0{,}25 \div 0{,}30$.

Время промывки, обеспечиваемое скруббером,

$$t_т = L/(1{,}56 n D \operatorname{tg} \nu).$$

Производительность вибромойки, м³/ч,

$$Q = 3600 m \pi R^2 \varphi L / t_т,$$

где m — количество промывочных барабанов;

R — радиус рабочего органа машины, м;

φ — коэффициент заполнения барабана; $\varphi = 0{,}4 \div 0{,}6$;

L — длина барабана, м.

Содержание глинистых примесей в промытом продукте, %,

$$\beta = 100\alpha(1 - \varepsilon')/\gamma_м,$$

где ε' — расчетное извлечение глинистых примесей из промываемого материала (эффективность промывки), обеспечиваемое промывочной машиной; принимается по данным технологического опробования или определяется расчетом, а для ориентировочных расчетов — по табл. 60; для коротких моек ε' определяется по табл. XIV.5 по расчетным значениям t/τ и K.

Расчетная кинетика промывки *

$\frac{t}{\tau}$	Коэффициент промывистости K												
	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	1.2	1.4	1.6	1.8	2.0
	Значения эффективности промывки ε												
2,0	0,317	0,376	0,427	0,469	0,506	0,539	0,568	0,594	0,639	0,677	0,710	0,737	0,762
2,5	0,392	0,464	0,523	0,573	0,616	0,652	0,684	0,713	0,750	0,798	0,829	0,854	0,875
3,0	0,460	0,541	0,506	0,660	0,704	0,742	0,773	0,801	0,845	0,878	0,904	0,923	0,938
3,5	0,522	0,615	0,576	0,731	0,775	0,810	0,840	8,854	0,901	0,928	0,947	0,961	0,970
4,0	0,578	0,667	0,735	0,788	0,830	0,862	0,888	0,908	0,938	0,959	0,972	0,981	0,987
4,5	0,627	0,718	0,784	0,834	0,871	0,900	0,922	0,939	0,962	0,977	0,986	0,991	0,995
5,0	0,671	0,761	0,825	0,870	0,903	0,922	0,946	0,959	0,977	0,988	0,993	0,996	0,998
5,5	0,710	0,797	0,855	0,898	0,927	0,948	0,962	0,973	0,987	0,994	0,997	0,998	—
6,0	0,744	0,828	0,883	0,920	0,945	0,962*	0,741	0,982	0,993	0,998	—	—	—
6,5	0,774	0,854	0,904	0,937	0,958	0,972	0,982	0,988	0,996	—	—	—	—
7,0	0,801	0,876	0,921	0,950	0,968	0,979	0,987	0,992	0,998	—	—	—	—
7,5	0,824	0,894	0,985	0,959	0,975	0,984	0,991	0,995	—	—	—	—	—
8,0	0,844	0,909	0,945	0,967	0,980	0,988	0,993	0,996	—	—	—	—	—
8,5	0,862	0,922	0,954	0,972	0,983	0,990	0,994	0,997	—	—	—	—	—
9,0	0,887	0,932	0,960	0,976	0,986	0,991	0,995	0,998	—	—	—	—	—
9,5	0,890	0,940	0,968	0,979	0,987	0,992	0,996	—	—	—	—	—	—
10,0	0,902	0,947	0,969	0,981	0,988	0,992	0,996	—	—	—	—	—	—
12,0	0,936	0,963	—	0,983	—	—	—	—	—	—	—	—	—
14,0	0,950	0,969	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
16,0	0,958	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
18,0	0,960	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

* Таблица составлена по данным исследований канд. техн. наук Б. В. Михайлова, канд. техн. наук В. П. Сердюка и инж. В. Г. Гуревича.

Методика расчета производительности землесосных снарядов

Годовая эксплуатационная производительность снаряда, м³/год,

$$Q_г = Q_т T K_в,$$

где $Q_г$ — техническая производительность землесосного снаряда по грунту в час чистой работы, м³/ч;

T — годовой фонд календарного времени, ч, принимается в соответствии с гл. 2 (2.1);

$K_в$ — коэффициент использования оборудования, принимается по табл. XV.1.

Техническая производительность землесосного снаряда, м³/ч, для предварительных расчетов определяется по формуле

$$Q_т = Q_п K_э / [q + (1 - m)];$$

$$Q_п = Q_в / \gamma_п,$$

где $Q_п$ — производительность землесоса по пульпе, м³/ч;

$Q_в$ — производительность землесоса по воде, м³/ч; принимается по технической характеристике и соответствует оптимальному режиму землесоса;

q — удельный расход воды на разработку и транспортирование 1 м³ грунта в зависимости от его группы, м³/м³; принимается по табл. XV.2;

$\gamma_п$ — удельная масса пульпы, т/м³:

Группа грунта	I	II	III	IV	V	VI
Удельная масса пульпы $\gamma_п$, т/м³	1,13	1,11	1,09	1,07	1,05	1,04

m — пористость грунта, принимается по данным отчетов о геологических изысканиях;

$K_э$ — коэффициент, равный 0,9; принимается при общей высоте забоя меньше указанной в табл. 123 и XV.3.

Таблица XV.1

Коэффициент использования рабочего времени $K_в$ землесосных снарядов

Характеристика условий работы	Количество перекачивающих станций			
	Нет	1	2	3
При подаче землесосным снарядом на завод или установку песчано-гравийной смеси с содержанием гравия, %:				
до 5	0,70	0,67	0,64	0,61
» 20	0,65	0,62	0,59	0,56
от 20 до 40	0,60	0,57	0,54	0,51
» 40 » 60	0,55	0,52	0,49	0,47

Таблица XV.2

Значения удельных расходов воды q

Группа грунта	Тип добычного оборудования	
	землесосный снаряд	эрлифтный снаряд
I	7	4
II	9	5
III	11	6
IV	14	7
V	18	9
VI	22	10

Таблица XV.3

Высота забоя для землесосных снарядов, меньше которой применяется понижающий коэффициент K_3

Производительность землесосных снарядов по воде, м³/ч	Общая высота, м	Минимальная глубина разработки ниже уровня воды (допустимая), м
До 1300	2,4	1,5
1300—2200	3,2	2,5
2200—4000	4,8	3,5
Более 4000	6,4	5,0

Значения q и $\gamma_п$ определены для средних условий при следующих исходных данных: $m=0{,}4$; удельная масса грунта $\gamma_г=2{,}7$ т/м³; объемная масса скелета $\gamma_с=1{,}62$ т/м³.

Удельная масса пульпы может быть установлена для конкретных условий по формуле

$$\gamma_п=(\gamma_в q+\gamma_с)/[q+(1-m)],$$

где $\gamma_в$ — удельная масса воды, т/м³;

q — удельный расход воды на разработку и транспортирование 1 м³ грунта, м³/м³.

Для гравийно-песчаной массы, содержащей гравия более 60%, производительность устанавливается на основании данных работы аналогичных предприятий.

ПРИЛОЖЕНИЕ XVI

Методика определения производительности гидромеханизированных предприятий

1. Производительность проектируемого гидромеханизированного гравийно-песчаного предприятия при поточной технологии определяется исходя из производительности добычного оборудования (землесосных, эрлифтных, эжекторных снарядов или драг) и годового фонда времени работ этого оборудования.

При сезонном режиме работы завода число рабочих дней в году устанавливается по климатическим данным района (см. гл. 2, п. 2.1.6). Режим работы завода принимается при непрерывной рабочей неделе, в три смены, продолжительность смены 8 ч.

Производительность завода с поточной технологией производства определяется по формулам:

$$M = Q_г K_р n \gamma_{г.п};$$

$$Q_г = T_г Q_т K_в;$$

$$Q_т = Q_п K_з / [q + (1 - m)];$$

$$Q_п = Q_в / \gamma_п,$$

где $Q_г$ — годовая производительность землесосного снаряда по гравийно-песчаному материалу в естественном состоянии, м³;

$K_р$ — коэффициент разрыхления гравийно-песчаного материала;

n — число землесосных снарядов;

$\gamma_{г.п}$ — выход готовой продукции, доли единицы;

$T_г$ — годовой фонд рабочего времени, ч;

$Q_т$ — техническая производительность землесосного снаряда по грунту, м³/ч;

$K_в$ — коэффициент использования рабочего времени (табл. XV.1);

$Q_п$ — производительность землесосного снаряда по пульпе, м³/ч;

$K_з$ — коэффициент, равный 0,9; принимается при общей высоте забоя меньше указанной в табл. XV.3;

q — удельный расход воды на разработку и транспортирование 1 м³ грунта, м³/м³ (табл. XV.2);

m — пористость грунта;

$Q_в$ — водопроизводительность землесоса, м³/ч (принимается по технической характеристике);

$\gamma_п$ — удельная масса пульпы, т/м³ (см. приложение XV).

2. Производительность проектируемых гидромеханизированных предприятий при циклично-поточной технологии и наличии промежуточного склада, обеспечивающего продление сезона или переход на круглогодичный режим работы дробильных и гравийно-сортировочных отделений, определяется по гравию, щебню и песку так же, как и для предприятий с экскаваторным способом добычи сырья.

ПРИЛОЖЕНИЕ XVII

Рекомендации по выбору типов грунтозаборных устройств землесосных снарядов и специальных землесосных снарядов

Выбор типа грунтозаборных устройств землесосных снарядов обуславливается физико-механическими свойствами грунта (гранулометрическим составом, содержанием негабаритных включений, степенью цементации) и глубиной эффективного грунтоза-

бора. В табл. XVII.1 приведены типы грунтозаборных устройств, имеющих широкое применение, а в табл. XVII.2 — специального назначения.

Таблица XVII.1

Грунтозаборные устройства

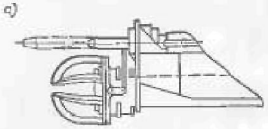
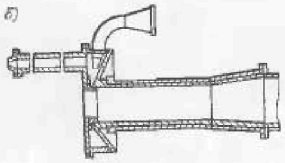
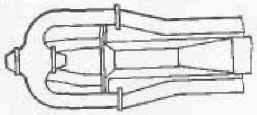
Тип грунтозаборного устройства	Вариант исполнения	Область применения
Свободные всасывающие наконечники	1. Траншейный 2. Папильонажный	Песчаные и легкие супесчаные грунты, сыпучие, песчано-гравийные смеси, рыхлые наносные и илистые грунты
Фрезерные и фрезерно-гидравлические разрыхлители	1. Открытые фрезы с плоскими ножами 2. То же, с ножами волнообразной формы 3. Закрытые фрезы с ножами двоякой кривизны	Суглинки легкие и тяжелые, плотные гравийно-песчаные грунты
	4. Фрезы с отвально-режущими, лопастями, лотковые, плужковые	Суглинки тяжелые, глины легкие, средние и тяжелые
Роторно-ковшовые разрыхлители	1. Бункерные одно- и двухроторные 2. Безбункерные	Гравийно-песчаные и песчано-плотные, гравийно-глинистые грунты
Эжекторные всасывающие наконечники	1. С кольцевым водяным насадком 2. С центральным водяным насадком	Добыча с больших глубин несвязных гравия, песка и гравийно-песчаных смесей

Практически рациональная область использования землесосных снарядов с учетом применения указанных в табл. XVII.2 грунтозаборных устройств ограничивается тощими глинами и песчано-гравийными грунтами при средней степени цементации с 40%-ным содержанием гравия и 3%-ным содержанием негабаритных каменистых включений. В отношении глубины эффективного грунтозабора с учетом использования эжекторных устройств рациональная область применения распространяется до 40 м.

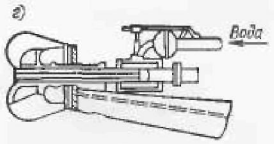
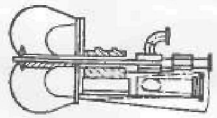
Внекатегорийные грунты и грунты, залегающие на большой глубине, рекомендуется разрабатывать специальными землесосными снарядами (табл. XVII.3).

Таблица XVII. 2

Грунтозаборные устройства специального назначения

Тип грунтозаборного устройства	Схема устройства	Рекомендуемая группа грунта по СНиП IV—10	Дополнительная характеристика грунта	Глубина эффективного грунтозабора, м	Примечание
Гидравлический разрыхлитель с дистанционным управлением типа ГРД	а) 	I—V (песчано-гравийные грунты)	Содержание каменистых негабаритных включений не более 0,1%; цементация отсутствует	До 10	Защитная решетка перед всасывающим отверстием — съемная, устанавливается при наличии негабаритных включений
Эжекторный наконечник с управляемым гидрорыхлителем типа ЭГВ	б) 	I—V (песчано-гравийные грунты)	Негабаритные включения и цементация отсутствуют	До 40	—
Эжекторный наконечник центрального типа с лобовым гидроразрыхлителем	в) 	I—V (песчано-гравийные грунты)	Содержание каменистых негабаритных включений не более 0,1%; цементация отсутствует	До 40	—

Продолжение табл. XVII. 2

Тип грунтозаборного устройства	Схема устройства	Рекомендуемая группа грунта по СНиП IV—10	Дополнительная характеристика грунта	Глубина эффективного грунтозабора, м	Примечание
Фрезерно-гидравлический разрыхлитель	г) 	IV—VI (суглинки, глины)	Содержание каменистых включений не более 0,2%	До 10	Рекомендуется использовать фрезы с отвальной формой вожен
Эжекторно-фрезерный разрыхлитель	д) 	IV—VI (суглинки, глины)	Содержание каменистых включений не более 0,2%	До 40	Рекомендуется использовать фрезы с отвальной формой вожен
Вибрационный разрыхлитель с гидронасадками типа ВР	е) 	IV—VI (песчано-гравийные грунты)	Содержание каменистых негабаритных включений до 1%; плотность высокая, цементация средняя	До 10	Для увеличения глубины эффективного грунтозабора необходимо дополнительное эжектирование

Продолжение табл. XVII.2

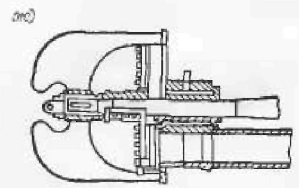
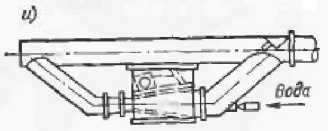
Тип грунтозаборного устройства	Схема устройства	Рекомендуемая группа грунта по СНиП IV—16	Дополнительная характеристика грунта	Глубина эффективного грунтозабора, м	Примечание
Фрезерный разрыхлитель с корнеревным устройством		I—VI	Содержание растительных и слабых каменистых включений не регламентируется. Содержание твердых каменистых включений размером более 0,3 диаметра всасывающей трубы не более 0,02%	До 10	Для увеличения глубины эффективного грунтозабора необходимо дополнительное эжектирование
Дробилка на всасывающем трубопроводе типа ДУЗ		II—VI	Содержание каменистых негабаритных включений до 3%	До 10	Применяется как дополнительное устройство к гидравлическим разрыхлителям типа ГРД и фрезерно-гидравлическому разрыхлителю

Таблица XVII.3

Специальные землесосные снаряды

Тип землесосного снаряда	Характеристика рекомендуемого для разработки грунта	Глубина эффективного грунтозабора, м	Примечание
Эрлифтно-землесосный типа ЭрЗсН	Несцементированные песчаные и песчано-гравийные грунты с содержанием гравия до 50% и негабаритных каменистых включений до 5%	До 30	При удлинении грунтозаборной рамы глубина эффективного грунтозабора может быть неограниченно увеличена; при наличии цементации рекомендуется применять вибрационный разрыхлитель типа ВР
Грейферный	Несцементированные песчано-гравийные грунты с неограниченным содержанием гравия и крупных каменистых включений до 50%	До 30	—
Многочерпаковый	Сцементированные песчано-гравийные грунты с неограниченным содержанием гравия и крупных включений, а также тяжелые глины	До 40	

Методика расчета производительности гидромониторных установок

Годовая эксплуатационная производительность гидромониторно-землесосной установки по породе, м³/год, определяется по формуле

$$Q_г = Q_т T K_в a^i,$$

где $Q_т$ — техническая производительность гидромонитора по породе, м³/ч, чистой работы;

T — годовой фонд календарного времени, ч;

$K_в$ — коэффициент использования оборудования (табл. XVIII.1);

a — коэффициент, вводимый при наличии перекачивающих станций и учитывающий их работу; $a=0{,}95$;

i — количество перекачивающих станций.

Таблица XVIII.1

Значения коэффициента использования оборудования во времени $K_в$

Место укладки грунта	Виды установок		
	гидромониторно-землесосные при напорном транспортировании грунтов		гидромониторные при самотечном транспортировании грунтов
	Способы намыва		
	безэстакадный или вязкоопорный	эстакадный	эстакадный
Водоем или отвал без устройства обвалования	0,95	0,86	0,90
Отвал с устройством обвалования при намыве сооружения под воду	0,90	0,80	0,90
Широкопрофильные части сооружений или штабелей	0,85	0,75	0,85
Узкопрофильные части сооружений или штабелей	0,75	0,70	—

Техническая производительность гидромонитора, м³/ч, определяется по формуле

$$Q_т = Q/q,$$

где Q — водопроизводительность гидромонитора (расход воды через насадку), м³/ч; принимается по номограмме (рис. 40);

q — удельный расход воды, м³, для размыва 1 м³ грунта; принимается по табл. 132.

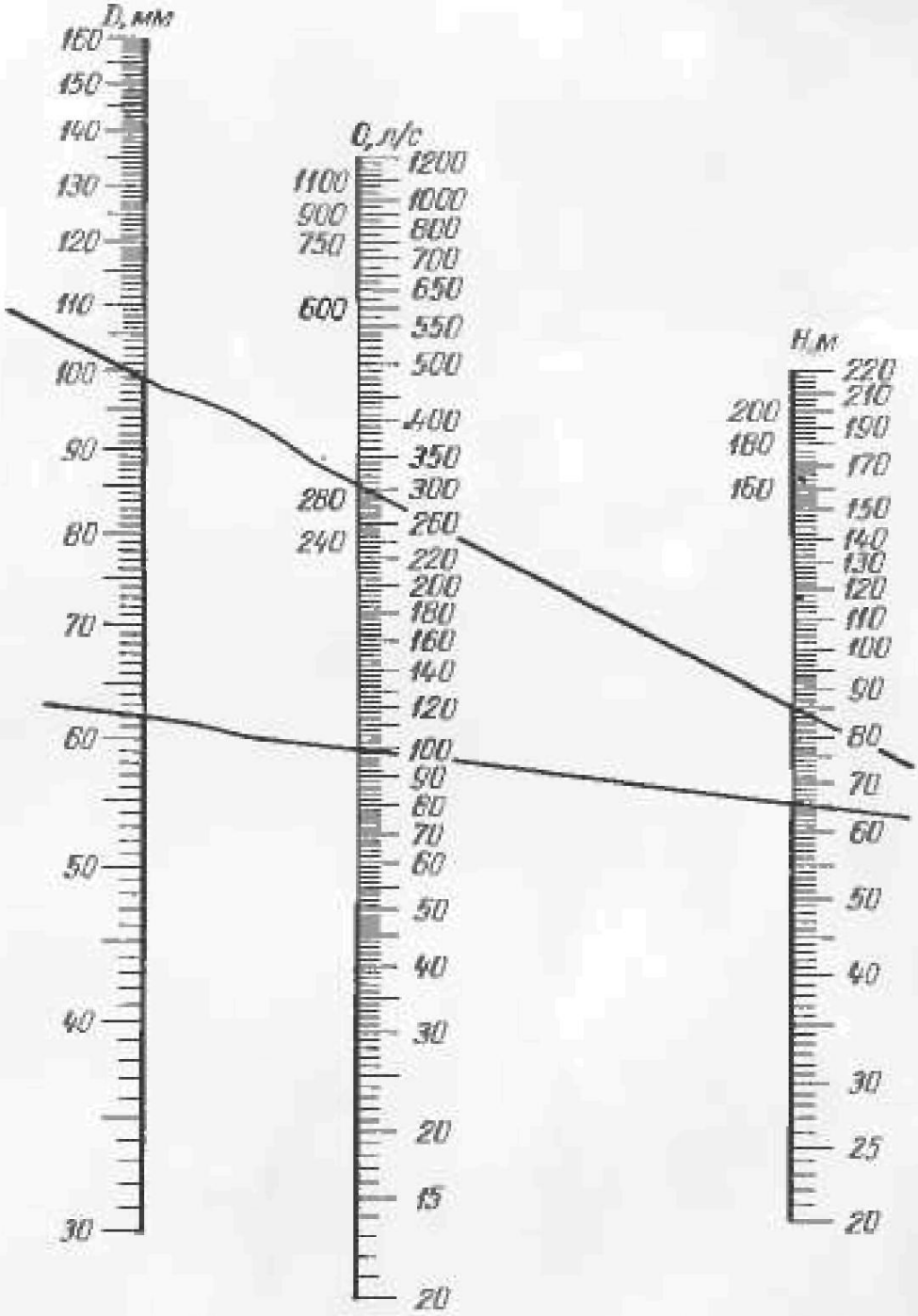


Рис. 40. Номограмма для гидравлического расчета насадки гидромонитора

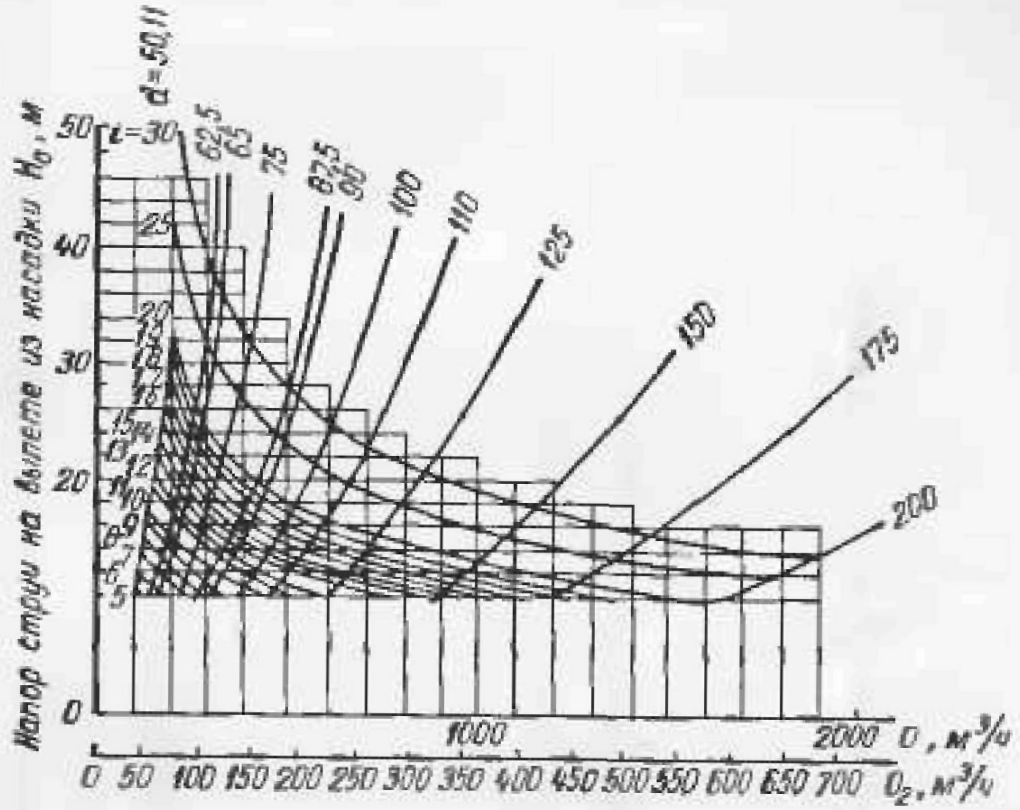


Рис. 41. График зависимости напоров струи гидромонитора H_0, м, и производительности по воде $Q_в$ и грунту $Q_г$ от диаметра насадки d, мм, при соответствующем расстоянии от насадки до забоя l, м (II группа грунтов; удельный расход воды $q=2{,}8$ м³; оптимальное удельное давление струи у выхода из насадки $P_у(0)=0{,}63$ кгс/см²)

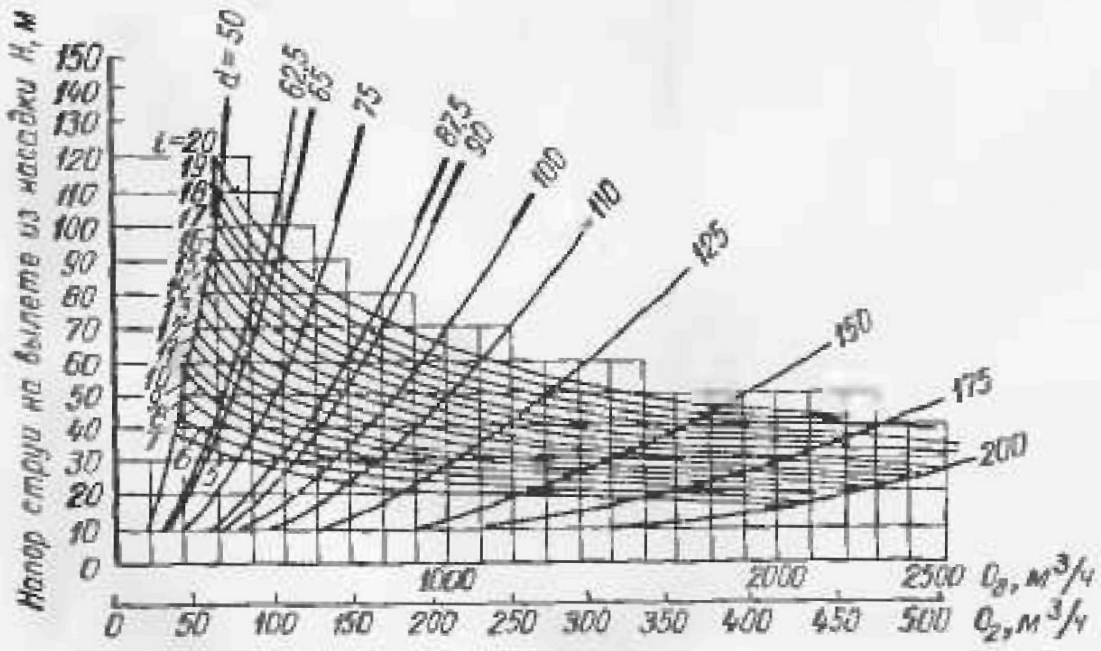


Рис. 42. График зависимости напоров струи гидромонитора H_0, м, и производительности по воде $Q_в$ и грунту $Q_г$ от диаметра насадки d, мм, при соответствующем расстоянии от насадки до забоя l м (III группа грунтов; удельный расход воды $q=4{,}7$ м³; оптимальное удельное давление струи у выхода из насадки $P_у(0)=2{,}25$ кгс/см²)

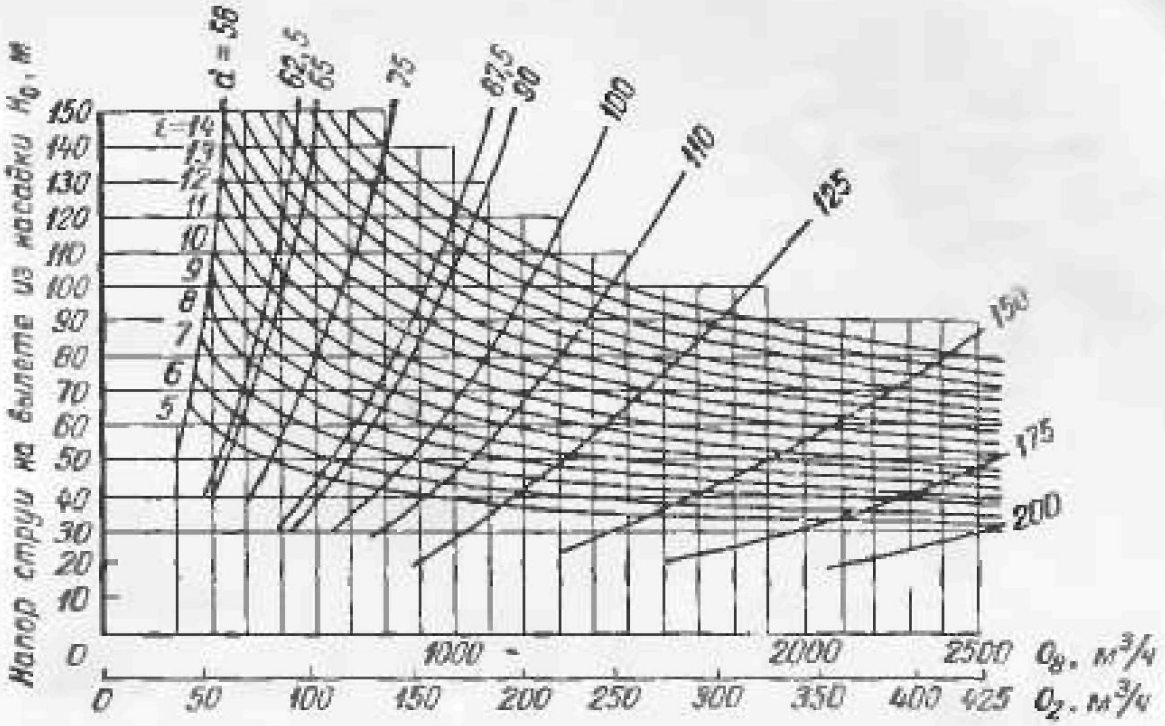


Рис. 43. График зависимости напоров струи гидромонитора H_0, м, и производительности по воде $Q_в$ и грунту $Q_г$ от диаметра насадки d, мм, при соответствующем расстоянии от насадки забоя l, м (IV группа грунтов; удельный расход воды $q=5{,}5$ м³; оптимальное удельное давление струи у выхода из насадки $P_y(0)=3{,}9$ кгс/см²)

Графики зависимости изменения напоров струи и производительности гидромониторов по воде и грунту от диаметра насадки при соответствующем расстоянии от насадки до забоя для грунтов II, III и IV групп приведены на рис. 41, 42, 43.

ПРИЛОЖЕНИЕ XIX

Методика расчета гидротранспортных систем при гидротранспорте грунтов

Расчет напорного гидротранспорта грунтов

Задача расчета. Целью расчета гидротранспортной системы является определение:

расчетных концентраций гидросмеси ρ: средневзвешенной, минимальной и максимальной;

средней расчетной скорости движения гидросмеси $v_р$ и диаметра трубопровода D;

области возможных изменений расходов гидросмеси (рабочих точек) Q и H и соответствующих этим расходам скоростей движения $v_р$;

характера режимов гидротранспорта в пределах рабочей области;

расчетной производительности гидротранспортного комплекса по горной массе $Q_т$;

линейных потерь напора H.

Основные положения. Оптимальным режимом транспортирования является режим, соответствующий минимуму приведенных затрат на перемещение единицы горной массы. Скорость движения гидросмеси, соответствующая этому режиму, называется оптимальной v_0.

Приведенные затраты на транспортирование единицы горной массы определяются по формуле

$$П = C + EK,$$

где C — эксплуатационные затраты на перемещение единицы горной массы, м³ или т;

K — удельные капитальные вложения в строительство гидротранспортной системы;

E — нормативный коэффициент экономической эффективности.

Основные расчетные зависимости. Концентрация гидросмеси определяется по формуле

$$\rho = q_т/q_{см} = (\rho_{см} - \rho_в)/(\rho_т - \rho_в),$$

где $q_т$ — расход породы в плотном теле в объемных единицах;

$q_{см}$ — расход гидросмеси в объемных единицах;

$$q_{см} = q_т + n;$$

n — удельный расход воды на разработку и гидротранспорт; определяется по табл. 125 и 132 или по формуле

$$n = A + 0{,}24A^2,$$

где A — обобщенная характеристика горной массы, определяемая по формуле

$$A = 2{,}5(1 + 0{,}1d_{50})^{0.5}[(1 + 1{,}47\lg d_{25}) : d_{25}].$$

Критическая скорость для частицы размером d_i определяется по формуле, предложенной А. П. Юфиным,

$$v_{кр} = 8\sqrt[6]{D^2P\psi d_i}.$$

Коэффициент транспортабельности ψ_{d_i} в зависимости от крупности частиц грунта:

d_i	10—20	5—10	3—5	2—3	1—2
ψ_{d_i}	2.0	1,9	1,8	1,5	1,2

Продолжение

d_i	0,5—1,0	0,25—0,5	0,1—0,25	0,05—0,1
ψ_{d_i}	0,80	0,40	0,20	0,02

Потери напора при движении гидросмеси со скоростью $v \geqslant v_{кр} d_{50}$ (незаиленный режим) определяются по формуле

$$I_{см} = I_0 \left[1 + 1{,}7 \rho A^{-\lg \rho / \lg A} \left(v_{кр} d_{50} : v_р\right)^3\right],$$

где I_0 — потери напора при движении воды со скоростью $v_р$.

Потери напора при движении воды со скоростью $v_р$ определяются по формуле Дарси

$$I_0 = \lambda v^2 / (2gD).$$

Коэффициент сопротивления трубопровода λ определяется по табл. XIX.1 или формуле

$$\lambda = 0{,}31/(\lg \mathrm{Re} - 1)^2.$$

Таблица XIX.1

Расчетные величины коэффициентов сопротивления для чистой воды (100%)

Скорость, м/с	Диаметр трубопровода, мм								
	100	200	300	400	500	600	700	800	900
Гидравлически гладкие трубопроводы									
1,0	1,93	1,66	1,54	1,45	1,40	1,35	1,32	1,30	1,26
1,5	1,77	1,54	1,43	1,35	1,30	1,29	1,23	1,20	1,17
2,0	1,68	1,46	1,35	1,29	1,24	1,19	1,16	1,14	1,12
2,5	1,60	1,40	1,30	1,23	1,19	1,15	1,12	1,10	1,08
3,0	1,54	1,35	1,26	1,19	1,15	1,12	1,09	1,07	1,05
3,5	1,51	1,32	1,23	1,16	1,12	1,09	1,06	1,04	1,02
4,0	1,47	1,29	1,19	1,14	1,10	1,07	1,04	1,02	1,00
4,5	1,43	1,26	1,17	1,11	1,08	1,04	1,02	1,00	0,98
5,0	1,40	1,23	1,15	1,10	1,06	1,03	1,00	0,98	0,97
5,5	1,37	1,21	1,13	1,08	1,04	1,02	0,99	0,97	0,95
6,0	1,35	1,20	1,12	1,07	1,03	1,00	0,98	0,95	0,94
Трубопроводы шероховатые (с коррозированной поверхностью стенок)									
1,0	2,27	1,93	1,77	1,66	1,58	1,54	1,46	1,42	1,38
1,5	2,20	1,88	1,72	1,61	1,53	1,47	1,42	1,38	1,34
2,0	2,17	1,66	1,70	1,59	1,51	1,46	1,40	1,36	1,32
2,5	2,15	1,83	1,68	1,57	1,49	1,44	1,39	1,34	1,31
3,0	2,14	1,82	1,67	1,56	1,48	1,43	1,38	1,34	1,30
3,5	2,13	1,81	1,65	1,55	1,48	1,42	1,37	1,33	1,30
4,0	2,12	1,80	1,65	1,55	1,47	1,41	1,37	1,32	1,29
4,5	2,11	1,80	1,65	1,54	1,47	1,41	1,36	1,32	1,28
5,0	2,11	1,79	1,64	1,54	1,46	1,41	1,36	1,32	1,28
5,5	2,10	1,79	1,64	1,54	1,46	1,40	1,36	1,31	1,28
6,0	2,10	1,79	1,64	1,53	1,46	1,40	1,36	1,31	1,28

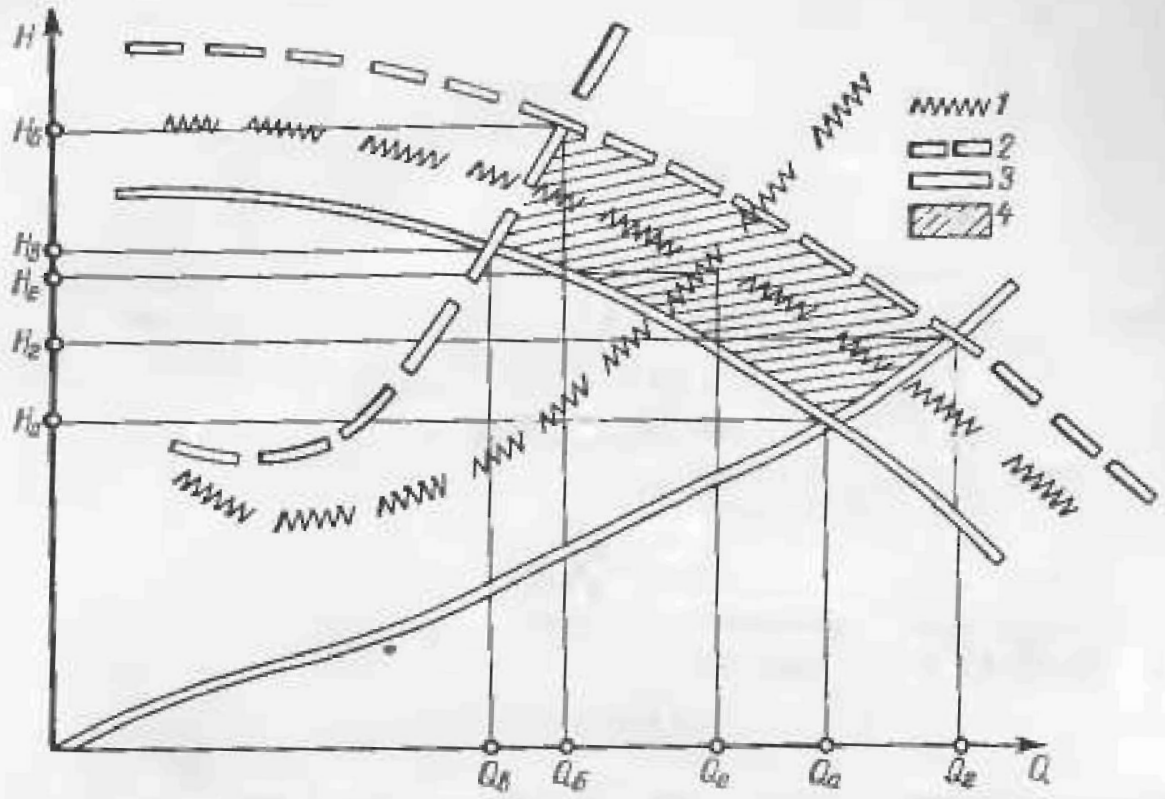


Рис. 44. График для определения характерных точек работы гидросистемы

1 — работа гидросистемы на гидросмеси расчетной концентрации; *2* — работа гидросистемы на гидросмеси с максимальной концентрацией; *3* — работа системы на чистой воде; *4* — рабочая область системы

Порядок расчета. 1. На основании геологического отчета по расчетному блоку месторождения определяются средний гранулометрический состав и гранулометрические составы с максимальным и минимальным содержанием гравия и соответствующие им значения $A_{ср}$, $A_{макс}$ и $A_{мин}$.

2. Определяются средняя, максимальная и минимальная концентрации гидросмеси, соответствующие этим значениям A.

3. Для среднего гранулометрического состава определяют значение $v_{кр}d_{50}$ и, задаваясь рядом значений $v_р = 1{,}3$; 1,35; 1,4 и 1,45 от $v_{кр}d_{50}$, находят диаметр трубопровода D, v_0 и $I_{см}$ при $v_р$.

4. Определяется зона изменения рабочих режимов работы гидротранспортной системы по четырем характерным точкам, получаемым на пересечении $Q — H$ характеристик грунтовых насосов и трубопроводов (рис. 44):

а) работа системы на чистой воде $Q_в$ и $H_в$;

б) работа системы на гидросмеси при максимальной концентрации $Q_б$ и $H_б$;

в) работа системы при трубопроводе, заводненном гидросмесью с максимальной концентрацией, и грунтовом насосе, заполненном водой $Q_в$ и $H_в$;

г) работа системы при трубопроводе, заполненном водой, и грунтовом насосе, заполненном гидросмесью с максимальной концентрацией $Q_г$ и $H_г$;

д) работа системы при средней расчетной концентрации $Q_д$ и $H_д$.

5. Определяются критические скорости для частиц, соответствующих крупностям d_{50} и d_{75} для гранулометрического состава с максимальным содержанием гравия.

6. Устанавливается характер изменения режима транспортирования в диапазоне изменения рабочих точек системы (сверхкритический, критический и критический с заилением).

При транспортировании гравийно-песчаных грунтов с содержанием гравия более 20% режим с частичным заилением трубопроводов не допускается.

7. Полученные значения периметров Q и H характерных точек *а*, *б*, *в* и *г* используются:

$Q_г$ — для расчета водосбросных сооружений, подгрохотных воронок, зумпфов-сгустителей и других водоприемных и обезвоживающих устройств и аппаратов в режимах максимальной нагрузки;

$Q_в$ и $H_в$ — для проверки системы на работу в режиме временного частичного заиления;

$Q_д$ — для определения производительности гидрокомплекса по горной массе и водохозяйственного расчета системы водоснабжения;

$Q_в$ и $Q_г$ — для проверки работы системы на устойчивость (переход в кавитационный режим);

$Q_б$ и $H_б$ — для проверки работоспособности системы в перегрузочных режимах.

Пересчет характеристики землесоса с воды на гидросмесь производится по формуле

$$H_{см} = K_0 H_в \left(1 + \rho^{1,2}/\sqrt{\varphi}\right),$$

где K_0 — безразмерный коэффициент, принимаемый равным единице для грунтовых насосов всех типов, кроме 20Р-11 и 500-60.

Для грунтовых насосов типа 20Р-11 и 500-60 K_0 принимается равным:

при $Q_{см} \leqslant Q_0$ $K_0 = 1$;

» $Q_{см} \geqslant Q_0$ $K_0 = 1 \div 2{,}5$;

$Q_0 = 0{,}8\ Q_{см.\ макс}$; $Q_{см.\ макс}$ — максимально возможный расход грунтового насоса при работе на гидросмеси;

$Q_{см.\ макс} = (1{,}0—1{,}65\ \rho)\ Q_{в.\ макс}$;

$Q_{в.\ макс}$ — максимальный расход при работе насосов на воде принимается, м³/ч, равным для типа 20Р-11 — 4800; 500-60 — 10500. Для всех остальных насосов $Q_{в.\ макс}$ принимается по рабочим характеристикам.

Пересчет коэффициента полезного действия грунтового насоса при работе на гидросмеси осуществляется по формуле

$$\eta_{см} = \eta_в (1 - 0{,}33p),$$

где $\eta_{см}$ — к. п. д. грунтового насоса при работе на гидросмеси консистенции P;

$\eta_в$ — к. п. д. грунтового насоса при работе на воде (принимается по соответствующей характеристике насоса).

Пересчет мощности на валу при работе на гидросмеси выполняется по формуле

$$N_{см} = N_в H_{см} \eta_в / (H_в \eta_{см}),$$

где $N_в$, $N_{см}$ — мощность грунтового насоса на валу при работе на воде и на гидросмеси.

Для предварительного или ориентировочного определения общих потерь напора значения удельных потерь напора умножаются на длину пульпровода L и коэффициент $K = 1{,}05 \div 1{,}10$, учитывающий местные сопротивления в пульпопроводах, т. е. общие потери напора в напорных пульпопроводах $H = i_{см} L K$. Меньшее значение коэффициента K принимается при длинных пульпопроводах с малым количеством фланцевых соединений и углов поворота.

Определение суммарных потерь напора в системе напорного гидротранспорта. Суммарные потери напора при гидравлическом транспорте по длине трассы трубопровода складываются из следующих потерь:

$$H = h_l + h_м + h_г + h_б + h_з + h_{в.с},$$

Значения величин, входящих в формулу, определяются по нижеследующим выражениям:

а) потери на трение

$$h_l = i_{см} L,$$

где L — длина магистрального трубопровода, м;

б) потери напора на местные сопротивления в арматуре и фасонных частях магистрального и разводящего трубопроводов

$$h_м = \sum \xi v^2 \rho_{см} / (2g\rho_в),$$

где ξ — коэффициент, учитывающий местные сопротивления в фасонных частях и арматуре. Принимается по табл. XIX 2 и 3. Приближенно $h_м$ составляет 10—15% от h_l (10 — при малом количестве фланцев, углов поворота и т. д.; 15 — при большом);

Таблица XIX.2

Значения коэффициентов местного сопротивления ξ

Вид сопротивления	Коэффициент
Вход в трубу без расширения	0,5
Плавно очередный вход в трубу	0,1—0,2
Обратный клапан	1,7
Колено с углом 90°	$\xi_к = 0{,}5 \div 0{,}6$
Колено с углом α_0	$\xi = \xi_к \alpha_0/90$
Сужающийся переход	0,1
Расширяющийся переход	0,25
Тройник под углом 90°	1,5
Косой тройник	1,0
	Вход из трубопровода большего диаметра в трубопровод меньшего диаметра
Тройник под углом 90°	1,0
Косой тройник	1,5
	Вход из трубопровода меньшего диаметра в трубопровод большего диаметра

Таблица XIX.3

Значения ξ для отводов различных углов

Наименование	Угол поворота α, град.										
	90			60			30			50	30
	Отношение $R_э/D$										
	1.0	1.5	3.0	1.0	1.5	3.0	1.0	1.5	3.0		
Плавное закругление оси	0,45	0,40	0,24	0,30	0,20	0,16	0,10	0,07	0,05	—	—
Резкий поворот	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,50	0,16

Примечание. $R_э$ — радиус закругления отвода; D — диаметр трубопровода.

в) потери напора на преодоление геодезического подъема гидросмеси

$$h_г = h'_г \rho_{см}/\rho_в,$$

где $h'_г$ — разность геодезических отметок уровня воды акватории землесосного снаряда, воды в зумпфе землесоса и оси трубопровода в месте выпуска гидросмеси, м. Знак плюс берется в случае подъема трубопровода, знак минус — в случае его понижения;

г) потери напора в плавучей бухте

$$h_б = i_{см} L_б + i_{см} 10n,$$

где $L_б$ — длина плавучей бухты, м;

n — количество шаровых соединений;

д) потери напора (местные и на трение) в трубопроводах и арматуре, размещенных внутри корпуса землесосного снаряда,

$$h_з = \xi_з v^2/2g,$$

где $\xi_з$ — суммарный коэффициент гидравлических сопротивлений, определяется по табл. XIX.4 в зависимости от консистенции грунта и особенностей снарядов.

Таблица XIX.4

Значения суммарного коэффициента $\xi_з$

Тип землесосного снаряда	Концентрация гидросмеси ρ		
	0,05	0,10	0,15
1000—80	0,90	1,05	1,20
500—60	1,30	1,45	1,70
300—40	1,65	1,90	2,20

Расчет самотечного гидротранспорта грунтов

Безнапорный гидротранспорт следует проектировать таким образом, чтобы скорость движения гидросмеси обеспечивала движение большей части твердых частиц во взвешенном состоянии. Уклоны лотков (труб) должны приниматься равными потерям при напорном гидротранспорте такого же материала при критических скоростях с повышающими коэффициентами.

Расчет безнапорного гидротранспорта грунтов выполняется в соответствии с расчетными формулами и значениями (табл. XIX.5).

Таблица XIX.5

Расчетные формулы безнапорного гидротранспорта грузов

Наименование	Расчетная формула или значение
Минимальный уклон лотка для транспортирования гидросмеси	$i = i_{\text{пкр}} K$
Скорость транспортирования	$v_{\text{ср}} = v_{\text{кр}}$
Ширина лотка по дну B исходя из равенства гидравлических радиусов напорного гидротранспорта при критическом режиме и безнапорного гидротранспорта	$B = 2Dh/(4h - D)$
Рекомендуемые отношения B/h:	
3	$B = 1{,}25$
4	$B = 1{,}5$
Повышающий коэффициент для безнапорного гидротранспорта	По металлическим трубам $K = 1{,}1$; По деревянным лоткам $K = 1{,}2$

Расчеты по гидроотвалам

Раскладка фракций грунта при намыве гидроотвала

Расчет раскладки фракций грунта при намыве гидроотвала производится по приближенному методу (графический способ В. Н. Маслова, рис. 45).

Гранулометрический состав грунтов гидроотвалов определяется на внешней грани наружной удерживающей призмы и на границе ее с прудком.

Способ заключается в следующем.

1. На график гранулометрического состава в полулогарифмической шкале наносят усредненную кривую грунта *1* и переносят ее на кальку.

2. Задаваясь наибольшим диаметром отмываемых частиц (минимальный размер частиц в отмытом грунте $d_{мин}$), соответствующим точке *B*, кривую карьерного грунта, нанесенную на кальку, вращают около точки *A* до пересечения кривой с горизонтальной осью в точке *B*.

Полученная кривая *AB* приближенно будет характеризовать грунт после отмыва; с кальки ее переносят на основной график.

3. На кривой *AB* устанавливается точка *C*, соответствующая запроектированному проценту содержания фракций в прудковой части гидроотвала.

4. Через точку *C* проводится вертикаль, устанавливающая точку *a* из линии 100%-ного содержания фракций и точку *b* на нулевой линии графика.

5. При повороте кривой *AB* вокруг точки *A* до точки *B* получается кривая гранулометрического состава грунта наружной удерживающей призмы.

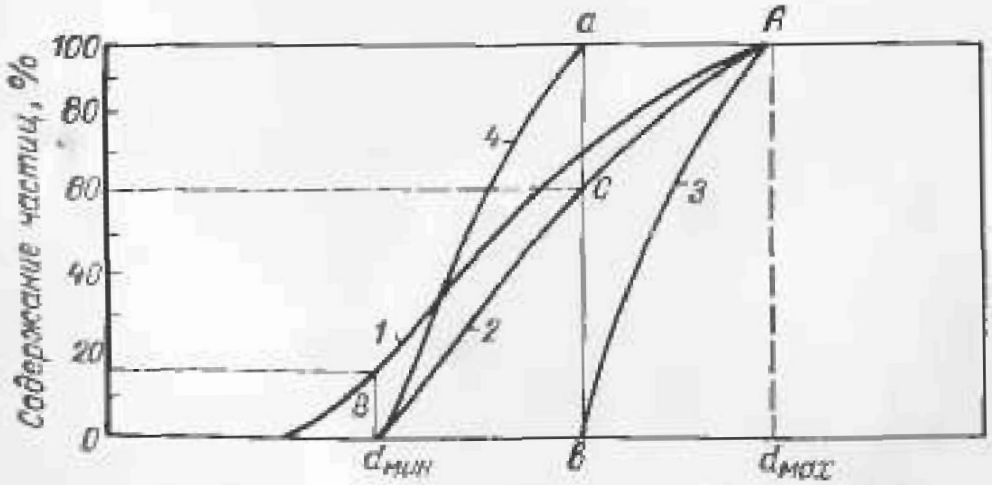


Рис. 45. График к расчету раскладки фракций грунта по способу В. Н. Маслова

1 — кривая гранулометрического состава грунта из карьера; *2* — то же, после отмыва; *3* — то же, наружной удерживающей призмы; *4* — то же, прудковой части

6. При повороте кривой AB вокруг точки b до точки a получается кривая гранулометрического состава прудковой части гидроотвала.

Расчет среднего уклона откоса пляжа

Ниже приводятся две формулы для случаев различной крупности частиц грунтов:

а) для песчаных и песчано-гравелистых грунтов при суммарном содержании пылеватых и глинистых фракций — не более 15%

$$I_{ср} = 0{,}2C_5^{1/3}(d_{50}v_0/q_в)^{1/6}.$$

б) для мелкозернистых грунтов с содержанием пылеватых и глинистых частиц — более 15%

$$I_{ср} = 0{,}15\,(q_т^{1/3}/q_в^{1/2})\,(w/gd_{50}),$$

где $q_т$, $q_в$ — соответственно удельный расход твердой и водной составляющих пульпы (на 1 м фронта намыва), м³/с; $C_5 = q_т/q_в$;

v_0 — неразмывающая скорость, м/с;

d_{50} — крупность, соответствующая 50%-ному содержанию фракций в грунте, мм;

w — гидравлическая крупность частиц, м/с;

g — ускорение силы тяжести, м/с².

При растекании пульпы по длине откоса пляжа значение средних удельных расходов можно вычислить по формулам:

$$q_т = 0{,}8Q_т/L; \quad q_в = Q_в/L,$$

где L — длина участка пляжного откоса от места выпуска пульпы до уреза прудка, м (формулы справедливы при $L < 200$ мм).

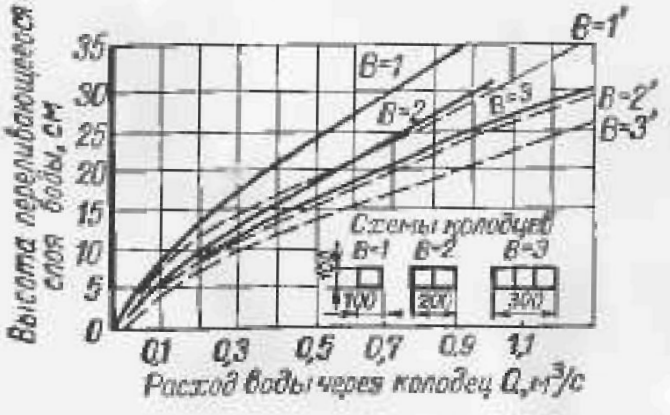


Рис. 46. График для расчета водосбросных колодцев (работа колодцев трехсторонняя; нерабочая сторона колодца — длинная; при работе по четырем сторонам пользоваться пунктирными кривыми)

Расчет пруда-отстойника гидроотвала производится по формуле

$$Q_0 = Q_п + Q_с - Q_и - Q_ф - Q_{от},$$

где Q_0 — количество воды, которое можно получить из пруда-отстойника, м³;

$Q_п$ — количество воды, поступающей в гидроотвал вместе с производственными отходами, м³; принимается по технологическому заданию на проектирование гидроотвала;

$Q_с$ — количество воды поверхностного стока с водосборной площади гидроотвала, м³; определяется гидрологическими расчетами для года обеспеченностью 90%;

$Q_и$ — потери на испарение с поверхности отстойного пруда, м³, могут быть подсчитаны в зависимости от среднемесячного дефицита влажности воздуха по формуле

$$h_и = 40 d_{ср.\,мес}^{0,8};$$

$h_и$ — высота слоя испарения, мм/мес;

$d_{ср.\,мес}$ — среднемесячный дефицит влажности воздуха, мм;

$Q_ф$ — потери воды на фильтрацию, м³; могут быть определены по формулам и схемам, приведенным в приложении СНиП II-И. 4—62; ориентировочные значения этих потерь даны в табл. XX.1;

$Q_{от}$ — вода, расходуемая на заполнение объема пор в отвале складируемого материала, м³:

$$Q_{от} = nV_0,$$

n — коэффициент пористости отложений грунта в отвале;

V_0 — объем складируемого в течение сезона материала, м³.

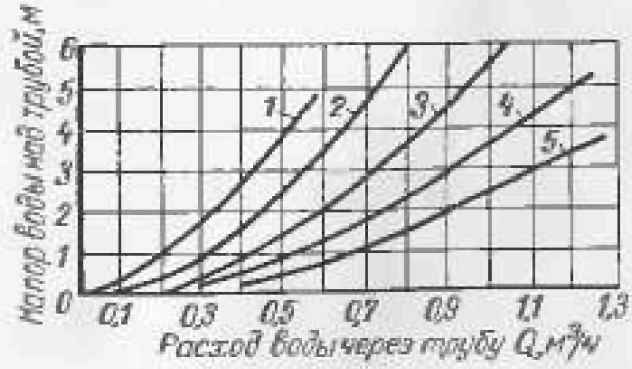


Рис. 47. График для расчета труб водосбросных колодцев *1* — 300 мм; *2* — 350 мм; *3* — 400 мм; *4* — 450 мм; *5* — 500 мм

Расчет водосбросных труб и колодцев производится по графикам рис. 46, 47.

Таблица XX.1

Ориентировочные потери воды на фильтрацию

Характеристика условий	Слой воды теряемой за год, м
В ложе пруда — породы водонепроницаемые	0,5
Средние условия	0,5—1,0
В ложе пруда — породы водопроницаемые	1,0—2,0

ПРИЛОЖЕНИЕ XXI

Нормативы по расчету отстойников

Последовательность расчетов

1. По санитарным нормам спуска вод в водоемы (см. гл. 25, п. 25.7) устанавливается допускаемое увеличение мутности водоема после спуска в него осветленных вод с проектируемого объекта.

2. Определяется допустимая концентрация загрязнения сточными водами по формулам, приведенным в «Методических указаниях для органов Государственного санитарного надзора по применению Правил охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами».

3. Определяется процентное отношение допускаемого количества грунта в сливе к количеству грунта, поступающего в отстойник с отработанной водой.

По графику гранулометрического состава грунта, поступающего в отстойник, находится диаметр частиц, подлежащих сбросу из отстойника, — расчетное граничное зерно $d_{гр}$.

4. В зависимости от типа отстойника (непрерывного или периодического действия) производится соответствующий расчет отстойника.

Расчет отстойника непрерывного действия

Длина отстойника, м, определяется по формуле

$$L_0 = \alpha v h_{осв}/v,$$

где α — коэффициент несовершенства отстойника, значение которого принимается в пределах 1,3—3,5;

v — скорость течения в отстойнике, м/с;

ν — гидравлическая крупность частиц $d_{гр}$, м/с;

$h_{осв}$ — расчетная глубина воды в зоне осветления, м; задается в пределах 2—3 м и уточняется при проектировании.

Скорость течения воды в отстойнике

$$v = Q/B_0 h_{осв},$$

где B_0 — ширина активной зоны осветления, м; принимается не более $h_0/3$;

Q — расход воды, поступающей в отстойник, м³/с.

Решение задачи по определению основных размеров отстойников выполняется путем технико-экономического сравнения ряда вариантов, рассчитанных для нескольких предварительно заданных значений.

Расчет отстойника периодического действия

Время осветления воды в отстойнике за один цикл

$$T_{осв} = h_{осв}/\nu.$$

Продолжительность одного полного периода отстоя

$$T = T_{осв} + T_{сбр} + T_{н},$$

где $T_{сбр}$ — время сброса осветленной воды;

$T_{н}$ — время наполнения зоны осветления.

Потребное количество одновременно действующих отстойников

$$n_0 = 1{,}2T/T_{н},$$

где 1,2 — коэффициент запаса на неравномерность наполнения.

Расчет необходимого объема отстойника

$$E_0 = W_{п} + Y,$$

где $W_{п}$ — объем рабочей зоны отстойника;

Y — объем зоны аккумулирующего слоя отстойника,

$$Y = (W_0 + W_{тв})\,\beta_0.$$

Коэффициент набухания β_0 принимается по п. 25.3.3 гл. 25.

W_0 — количество грунта, поступающего в отстойник с отработанной водой за время эксплуатации отстойника;

$W_{тв}$ — количество грунта, сбрасываемого из отстойника за время его эксплуатации.

Принципиально-технологические схемы гидромеханизированных гравийно-песчаных и песчаных заводов

На рис. 48—51 приведены технологические схемы, предусматривающие получение природного фракционированного песка; при получении же песка обогащенного (или повышенного модуля крупности) из технологической схемы исключается гидроклассификация. В схеме с намывными складами исключаются

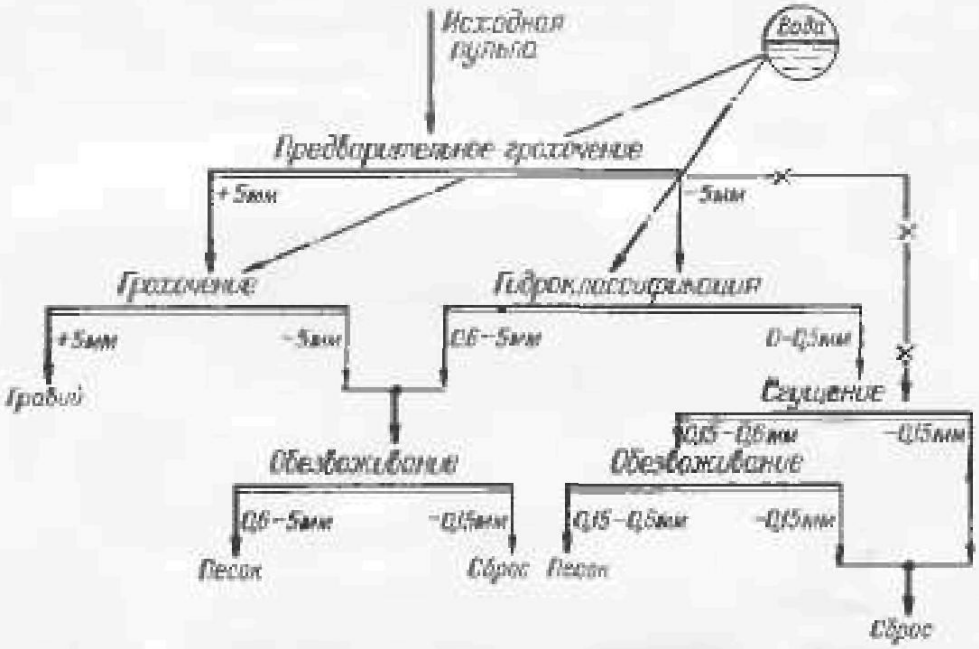


Рис. 48. Технологическая схема песчаного завода I типа

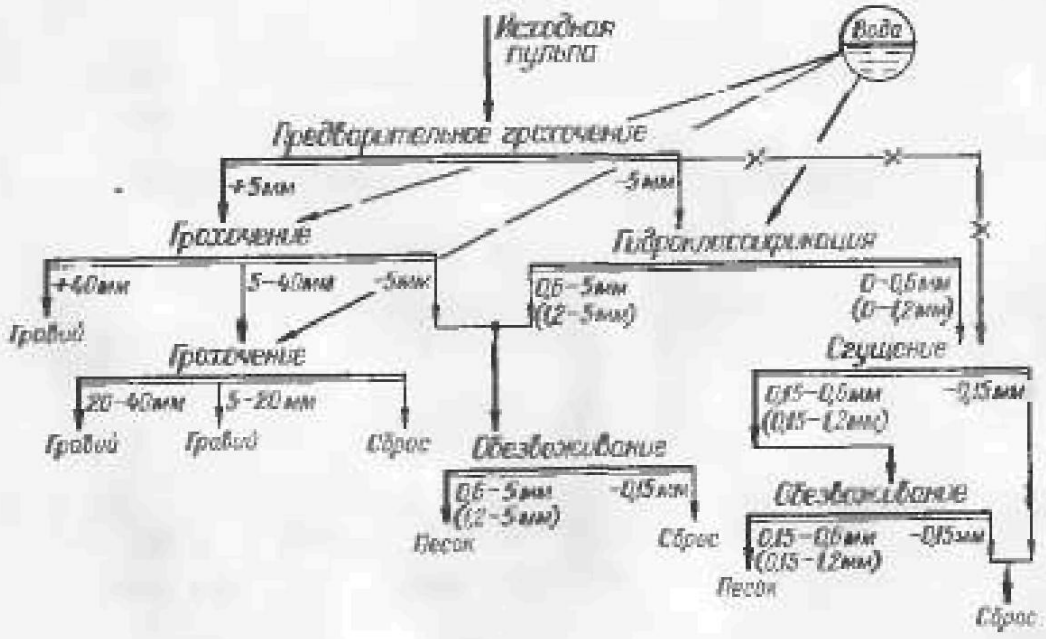


Рис. 49. Технологическая схема гравийно-песчаного завода II типа, I группа

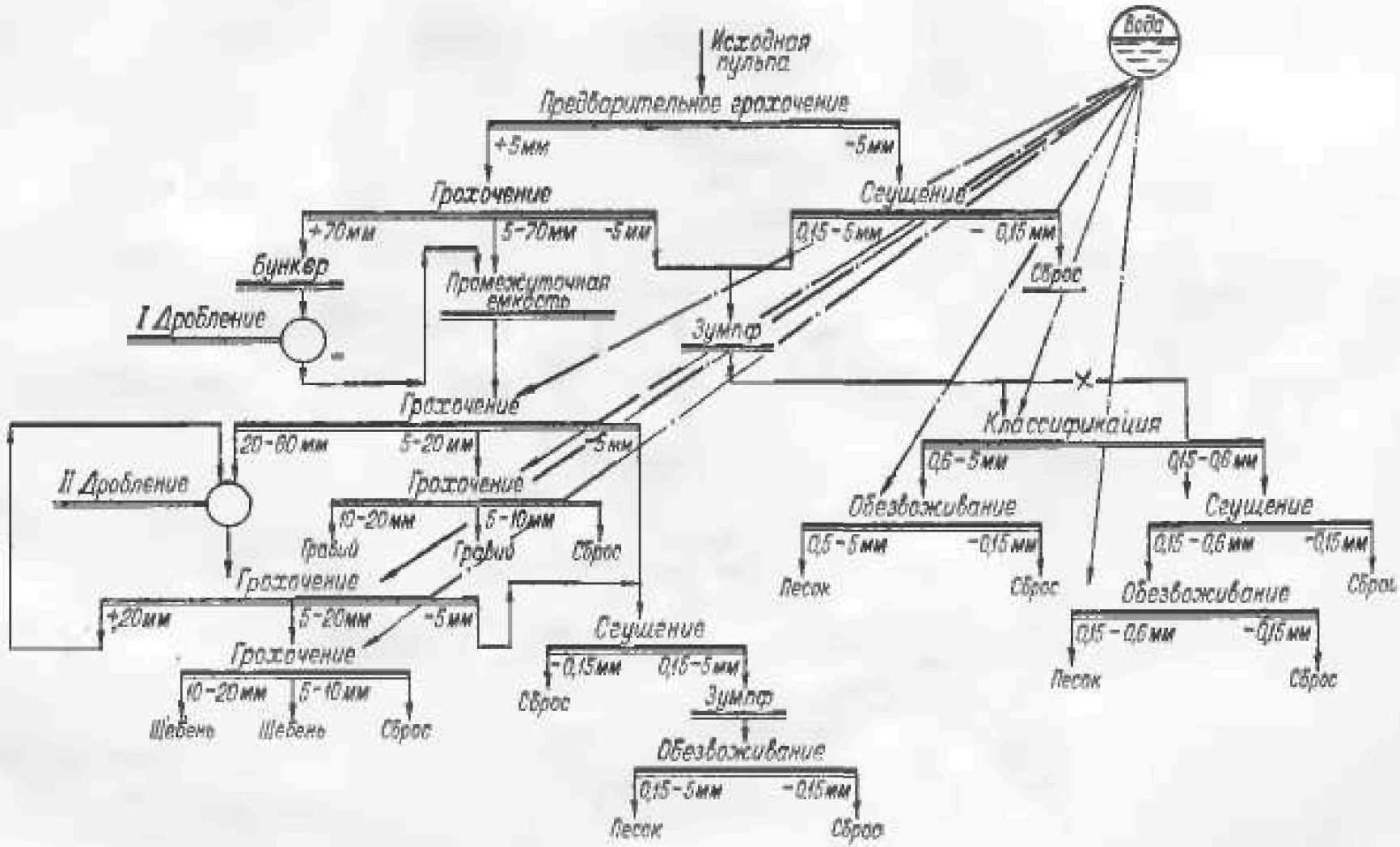


Рис. 50. Технологическая схема гравийно-песчаного завода II типа, II группа

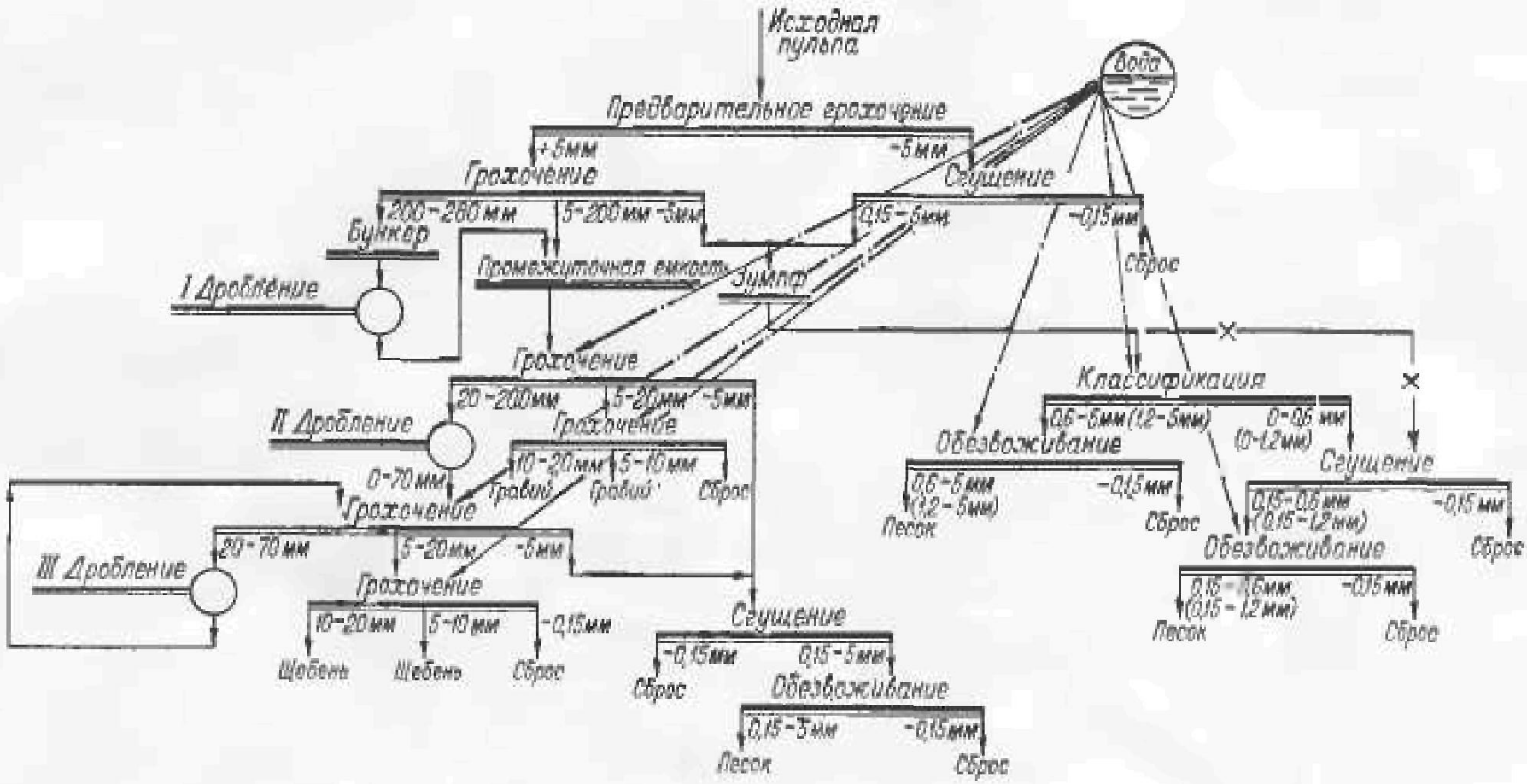


Рис. 51 Технологическая схема гравийно-песчаного завода III типа

гидроклассификация, обезвоживание и сгущение. При этом после выделения гравия песчаная пульпа подается непосредственно на карты намыва.

На технологических операциях гидромеханизированных гравийно-песчаных и песчаных заводов рекомендуется применять следующее оборудование:

а) для предварительного грохочения песчаной и гравийно-песчаной массы — конические грохоты или гидроклассификаторы института ВНИИнеруд;

б) для промежуточного и окончательного грохочения гравия и щебня — виброгрохоты;

в) для гидроклассификации песка по фракциям — гидроклассификаторы типа ГКД института ВНИИнеруд, типа ГКХ института ВНИИжелезобетон, многокамерные института ВНИИстройдормаш;

г) для сгущения — гидроциклоны, сгустители, дуговые сита;

д) для обезвоживания — спиральные классификаторы, виброобезвоживатели.

ПРИЛОЖЕНИЕ XXIII

Расчеты оборудования для гидроклассификации

Расчет конических грохотов

Скорость пульпы на входе в этот грохот не должна быть менее 2,5—3 м/с. Диаметр отверстия сита принимается в 2,5—3,5 раза больше граничного зерна классификации.

Извлечение фракций в подрешетный продукт определяется по табл. XXIII.1 (составленной Ф. Ф. Шаненко).

Расход пульпы, проходящей через сито грохота, определяется по формулам:

Таблица XXIII.1

Извлечение фракций в подрешетный продукт на конических грохотах, %

Диаметр конического грохота, м	Диаметр отверстия сита, мм	Фракции, мм						
		5—10	3—5	1,2—3	0,6—1,2	0,3—0,6	0,15—0,3	—0,15
3	5	—	14	52	78	90	91	92
	7,5	6	37	73	90	92	94	96
	10	18	62	86	94	95	96	97
2,5	5	—	23	66	89	95	98	100
	7,5	10	48	85	96	98	100	100
	10	25	76	95	98	100	100	100
2,0	5	—	29	81	97	100	100	100
	7,5	15	63	96	100	100	100	100
	10	36	90	100	100	100	100	100

для сит с круглыми отверстиями, м³/ч

$$Q_п = 1000bDvF_{отв}/F_{общ};$$

для сит шпальтовых и со щелевидными отверстиями, м³/ч

$$Q_п = 1600bDvF_{отв}/F_{общ},$$

где $F_{отв}$ — площадь отверстий или щелей, м²;
$F_{общ}$ — общая площадь сита грохота, м²;
b — ширина потока при входе на грохот, м; принимается равной диаметру подводящего патрубка;
v — скорость потока в подводящем трубопроводе (патрубке), м/с;
D — диаметр грохота, м.
$F_{отв}/F_{общ}$ — определяется расчетом; для большинства конических грохотов колеблется в пределах 0,4÷0,2.

Расчет дуговых грохотов

1. Определяется необходимая площадь сита, м², по формуле

$$F_р = Q_п/q,$$

где q — удельная нагрузка на сито (принимается равной при щели 0,75—1 мм — 300 м³/м²·ч, при щели 0,5 мм — 200 м³/м²·ч);
$Q_п$ — объем пульпы (воды), удаляемой при обезвоживании, м³/ч.

Исходя из полученной площади подбирается ближайшее большее сито с площадью $F > F_р$.

2. Определяется критическая скорость потока для дуговых грохотов с просеивающей поверхностью длиной в $^1/_2$ окружности, м/с, по формуле

$$v_{кр} = \sqrt{Rg},$$

где R — радиус сита, м;
g — ускорение силы тяжести, м/с²; для R=0,550; 0,825; 1,100 и 1,650 критическая скорость соответственно составляет 2,32; 2,84; 3,29; 4,022.

3. Определяется начальная скорость пульпы, м/с, по формуле $v_0 = (1{,}2 \div 1{,}25)\, v_{кр}$.

4. Исходя из принятой начальной скорости v_0, м², определяется поперечное сечение подводящего трубопровода по формуле

$$F_{тр} = Q_п/3600v_0,$$

где $Q_п$ — производительность по исходной пульпе, м³/ч.

5. Диаметр подводящего трубопровода (патрубка), м, составит

$$D_{тр} = 1{,}13\sqrt{F_{тр}}.$$

По полученному значению $D_{тр}$ подбирается по сортаменту ближайший меньший диаметр трубопровода.

Крупность частиц, проходящих через щели сита, при поперечном расположении колосников ориентировочно равна половине ширины щели.

Расчет гидроклассификаторов

1. Определяется расчетная площадь сечения приемно-разделительной камеры по формуле

$$F_{п.р} = (Q_{исх} + Q_в)/36U,$$

где $Q_{исх}$ — заданная производительность по исходной пульпе, м³/ч;

U — необходимая скорость восходящего потока пульпы при заданном граничном зерне разделения, см/с.

Значение U определяется по формуле В. И. Чудинова

$$U = v_{ст}/d_{гр}^{0{,}65},$$

где $d_{гр}$ — заданная граничная крупность зерна, мм;

$v_{ст}$ — скорость стесненного падения граничного зерна, см/с (по формуле Олевского),

$$v_{ст} = v_0(1 - T/T_м),$$

где v_0 — скорость свободного падения граничного зерна, см/с (табл. XXIII.2);

T — действительное содержание твердого в пульпе по массе, %;

$T_м$ — максимальное возможное содержание твердого по весу при расположении частиц по пространственной кубической решетке, %

$$T_м = \delta/(\delta - 1 + 6/л),$$

где δ — плотность твердого, г/см³; $\delta = 2{,}65$ г/см³, $T_м = 74{,}5\%$;

$Q_в$ — расход воды на классификацию (по формуле М. И. Хрусталева), м³/ч,

$$Q_в = 5Q_т\beta_к v_0/_{0{,}6},$$

где $Q_т$ — количество твердого, поступающего в гидроклассификатор, м³/ч;

$\beta_к$ — содержание фракции крупнее граничного зерна в долях единиц;

$v_{0,6}$ — скорость свободного падения зерна крупностью 0,6 мм, см/с.

2. По полученному значению $F_{кр}$ подбирается по табл. XXIII.3 соответствующий типоразмер гидроклассификатора. Расчет зернового состава продуктов гидравлической классификации производится по заданному граничному зерну.

Таблица ***XXIII.2***

Скорость свободного падения v_0, см/с

Диаметр частиц, мм	Температура, °С			
	5	10	15	20
0,010	0,0044	0,00512	0,00588	0,00663
0,015	0,0099	0,0115	0,01325	0,0149
0,02	0,0176	0,0205	0,0235	0,0265
0,03	0,0397	0,0460	0,0530	0,0597
0,04	0,0705	0,0820	0,0940	0,096
0,05	0,110	0,128	0,147	0,166
0,06	0,159	0,184	0,212	0,239
0,07	0,216	0,241	0,288	0,325
0,08	0,282	0,328	0,377	0,424
0,09	0,357	0,414	0,477	0,587
0,10	0,441	0,512	0,583	0,663
0,12	0,635	0,737	0,847	0,956
0,15	0,990	1,150	1,325	1,490
0,20	1,645	1,711	1,876	2,042
0,30	2,665	2,831	2,996	3,162
0,40	3,785	3,951	4,116	4,292
0,50	4,905	5,071	5,236	5,402
0,60	6,025	6,191	6,356	6,522
0,70	7,145	7,311	7,476	7,642
0,80	8,265	8,431	8,596	8,762
0,90	9,405	9,571	9,736	9,902
1,00	10,505	10,671	10,836	11,002
1,20	12,745	12,911	13,076	13,242
1,50	16,105	16,271	16,430	16,602
1,75		17,80		
2,00		19,00		
2,50		21,25		
3,00		23,25		
4,00		26,85		
5,00		30,00		
6,00		32,90		
7,00		35,50		
8,00		38,00		
10,00		42,50		
12,50		47,70		

Таблица XXIII.3

Техническая характеристика гидроклассификаторов

Наименование показателей	Гидроклассификаторы ВНИИГСа					Гидроклассификаторы ВНИИнеруда						Гидроклассификаторы ВНИИжелезобетона				
	ГКД-2-200	ГКД-2-400	ГКД-2-800	ГКД-2-1200	ГКД-2-1600	1600	1800	2400	3800	3000—3500	5000—8000	ГКХ-20	ГКХ-40	ГКХ-80	ГКХ-120	ГКХ-200
Максимальная крупность куска в исходном материале	50 35 25	50 35 25	50 35 25	100 75 50	150 100 75	320	250	250	400	400	540	30	50	100	100	100
Площадь сечения камеры классификации, $м^2$	0,178 0,121 0,09	0,332 0,217 0,165	0,46 0,316 0,238	1,08 0,695 0,519	1,37 0,91 0,692	0,145 0,181 0,292	0,145 0,181 0,292	0,145 0,204 0,385	0,204 0,385 0,502	0,502 0,707 1,080	0,707 1,080 1,540	0—0,07	0—0,09	0—0,12	0—0,16	0—0,27
Площадь сечения приемно-разделительной камеры, $м^2$	0,635	1,76	2,82	5,18	6,60	1,78	2,02	2,99	4,15	7,07	10,45	1,0	1,7	3,6	6,9	11,8
Диаметр патрубка для исходных, мм:																
гидросмеси	159	273	325	478	630	408	408	414	514	720	720	250	350	400	500	500
воды	219	273	325	630	630	259	259	193	193	725	325	100	100	100	150	200
мелкого продукта	219	273	325	478	830	408	408	414	514	720	720	250	300	350	400	630
крупного продукта	108	108	159	219	219	—	—	—	—	—	—	50	70	110	120	120—140
Влажность крупного продукта, %	—	—	—	—	—	15—20	15—20	15—20	15—20	15—20	15—20	20—30	20—30	20—30	20—30	20—30

Выход мелкого продукта определяется по табл. XXIII.4, составленной Ф. Ф. Шанейко.

Таблица XXIII.4

Извлечение фракций в мелкий продукт, %

Граничная крупность классификации, мм	Фракции, мм							
	10—20	5—10	3—5	1,2—3	0,6—1,2	0,3—0,6	0,15—0,3	>0,15
5	2	25	70	85	95	100	100	100
3	—	5	25	75	95	100	100	100
1,2	—	—	—	20	75	95	100	100
0,6	—	—	—	—	20	70	95	100

Расчет гидроциклонов (по методике К. С. Бессмертного)

1. Диаметр гидроциклона (м) исходя из заданной производительности по пульпе $Q_п$, м³/ч, определяется по формуле $D = 0{,}2 + Q_п/(505 + 0{,}417\,Q_п)$ или по графику рис. 52.

2. Диаметр сливного патрубка $d_с$ для нестандартных гидроциклонов принимается: а) при нестабильном питании (колеба-

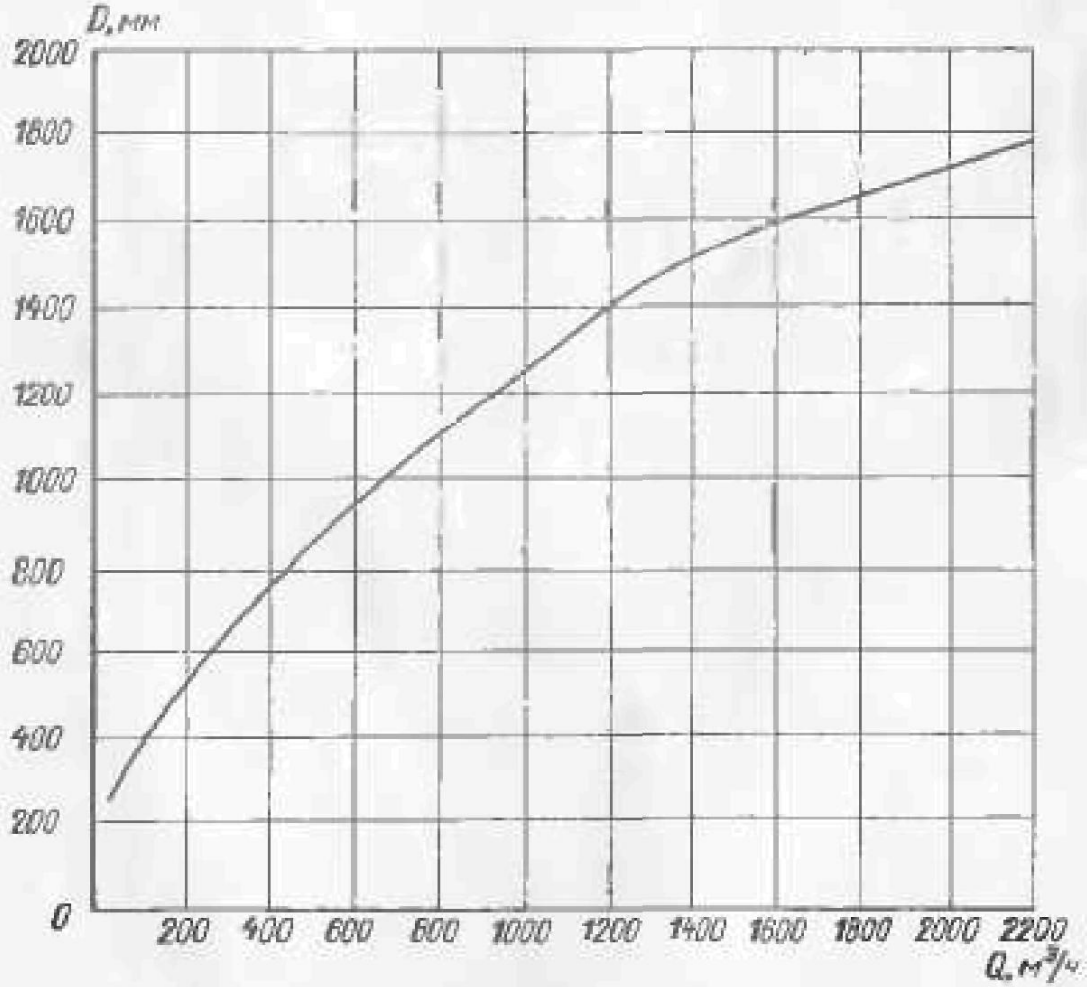


Рис. 52. График зависимости диаметра гидроциклона от нагрузки по исходной пульпе

ние консистенции 20% и более) $d_c = (0{,}3 \div 0{,}4)\ D$; б) при стабильном питании (колебание консистенции гидросмеси до 20%) $d_c = (0{,}5 \div 0{,}6)\ D$.

3. Эквивалентный диаметр суженной части питающей насадки $d_п = (0{,}2 \div 0{,}25) D$, или $d_п = 1{,}13\sqrt{bh}$, см; b — ширина суженной части питающей насадки, см; h — высота суженной части питающей насадки, см; $b/h = 1/3 \div 1/2$ (для нестандартных гидроциклонов).

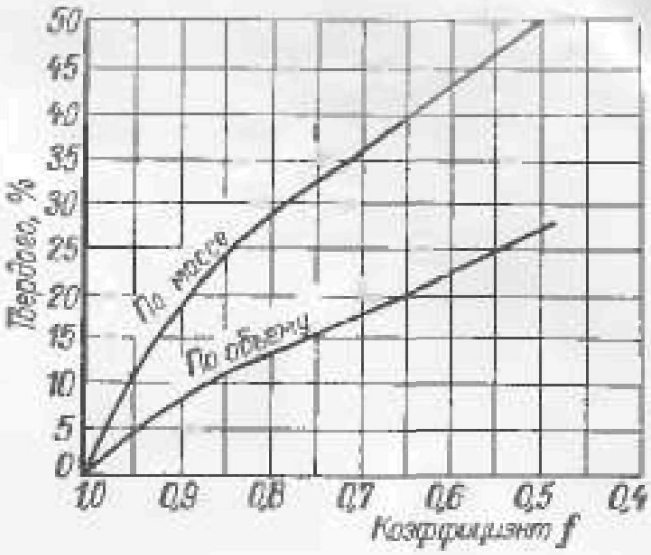


Рис. 53. Значения коэффициента f, учитывающего вязкость пескового продукта

4. Угол конусности $\alpha = 30°$ принимается при значении параметра $v^2/gD \geqslant 2{,}5$, $\alpha = 20°$ — при значении параметра $v^2/gD \leqslant 2{,}5$; v^2/gD — безразмерный критерий Фруда; v — скорость потока пульпы в узкой части питающей насадки, м/с; g — ускорение силы тяжести, м/с^2. Значение параметра в любых случаях должно быть больше 1,5.

5. Диаметр песковой насадки ориентировочно может быть вычислен по формулам:

а) при граничном зерне разделения $d_{гр} = 0{,}14$ мм

$$\Delta_1 = \left(-0{,}398 + 0{,}162 d_c/D^{1.25} + 0{,}42\delta_п + 0{,}0007\delta_п v^2/gD\right) D^{1.25}/2,$$

где $\delta_п$ — плотность пульпы, г/см^3;

б) при граничном зерне разделения $d_{гр} = 0{,}22$ мм

$$\Delta_2 = \left(-0{,}524 + 0{,}126 d_c/D^{1.25} + 0{,}54\delta_п + 0{,}0003\delta_п v^2/2gD\right) D^{1.25}/2;$$

в) при граничном зерне разделения $d_{гр} = 0{,}1$ мм

$$\Delta_3 = 1{,}15\Delta_1;$$

здесь D, d_c принято в см, v — в м/с, g — в м/с^2.

Значение $D^{1,25}$ в зависимости от D приведено ниже:

D, см	35	50	75	100	125	150	200
$D^{1,25}$	85	133	221	318	418	525	762

6. Длина цилиндрической части гидроциклона (для нестандартных гидроциклонов) $l_{цил} \approx D$.

7. Потери напора в гидроциклоне, кгс/см² (потребный напор на входе), в соответствии с методикой А. И. Поварова определяется по формуле

$$H = [Q_п/(0{,}94K_D K_\alpha d_п d_с)]^2 \cdot 10,$$

где K_D — коэффициент, зависящий от диаметра гидроциклона: $K_D = (0{,}08D + 2) / (0{,}1D + 1)$; K_α — коэффициент, зависящий от угла конуса α:

α, град	20	30
K	1,0	0,95

В формулах все линейные размеры в см; $Q_п$ — в м³/ч.

8. Извлечение, %, классов крупности в обезвоженные пески рассчитывается по формулам, приведенным ниже, из условия нормального распределения или принимается по табл. XXIII.5.

Таблица XXIII.5

Извлечение фракций в крупный продукт

Размер фракций	$K = 2.1$. $d_{гр} = 0.14$ мм	$K = 2.3$. $d_{гр} = 0.1$ мм	$K = 3.1$. $d_{гр} = 0.22$ мм	$K = 2.6$. $d_{гр} = 0.14$ мм	$K = 4.0$ $d_{гр} = 0.22$ мм
2,5—5,0	100	100	100	100	100
1,25—2,5	100	100	99,5	100	98
0,63—1,25	99	100	96,0	99	96
0,315—0,63	97	98	85	96	74
0,14—0,3	76	84	54,0	71	53
0,05—0,14	21	42	17,0	22	17
<0,05	1,0	3,6	0,5	1	1

Примечания. 1. Содержание твердого в исходном питании гидроциклона должно быть не более 25% по массе.

2. Значение оптимального диаметра насадки, обеспечивающее максимальную точность разделения, определяется в процессе наладки.

3. Расчет гидроциклонов, используемых в качестве сгустителей с полутным удалением в слив частиц менее 0.74 мм и аппаратов для осветления промышленных вод, рекомендуется производить по методике А. И. Поварова.

Определяются значения абсциссы кривой разделения:

при $d_i > d_{гр}$

$$x_i = \lg(d_i/d_{гр})/\sigma,$$

при $d_i < d_{гр}$

$$x_i = \lg(d_{гр}/d_i)/\sigma,$$

где σ — среднеквадратическое отклонение; $\sigma = 0{,}742 \lg K$;

d_i — среднегеометрическое значение диаметра узкой фракции, мм.

Значение d_i для различных классов крупности:

Класс крупность мм	2,5—3,0	1,25—2,5	0,63—1,25	0,315—0,63	0,14—0,315	0,14—0,05
Значение d_i	3,53	1,76	0,88	0,425	0,21	0,084

$d_{гр}$ — диаметр граничного зерна разделения, мм;

K — показатель неточности разделения, равен отношению d_{75}/d_{25};

d_{75}; d_{25} — диаметры частиц, извлечение которых в крупный продукт составляет соответственно 75 и 25%.

Значение K принимается в зависимости от $d_{гр}$:

а) для нестандартных гидроциклонов, конструктивные параметры которых подобраны в соответствии с настоящей методикой:

$d_{гр}$ . . .	0,1	0,14	0,22
K . . .	2,3	2,1	3,1

б) для стандартных гидроциклонов с углом конусности 20° (при значении $v^2/gD>2{,}5$):

$d_{гр}$ . . .	0,1	0,14	0,22
K . . .	2,3	2,6	4,0

в) при значении $v^2/gD<2{,}5$ значение K принимается как для нестандартных гидроциклонов.

По найденным значениям абсциссы x_i находим значения интеграла вероятности $\Phi(x_i)$ в долях единицы. Таблицу интеграла вероятности $\Phi(x_i)=2/\sqrt{2\pi}\int_0^x l^{-t^2/2}\,dt$ можно найти в «Справочнике по математике для инженеров и учащихся вузов».

г) извлечение фракций в крупный продукт (E_i) определяется по формулам:

при $d_i>d_{гр}$;

$$E_i=50+50\Phi(x_i);$$

при $d_i<d_{гр}$

$$E_i=50-50\Phi(x_i).$$

9. Содержание твердого в песках при автоматическом регулировании технологического процесса принимается 75%, при отсутствии автоматического регулирования — 50—70%.

Расчет гидроциклонов ГЦТ конструкции ВНИИнеруда

Типоразмер гидроциклона типа ГЦТ необходимо принимать исходя из производительности по исходной пульпе (табл. XXIII.6).

Таблица XXIII.6

Типоразмеры гидроциклонов

Показатели	ГЦТ-1500	ГЦТ-2000М	ГЦТ-2000Ф	ГЦТ-4500
Расход по исходной пульпе, м³/ч	800—1500	1500—2500	1500—2000	3000—4500
Потери напора в аппарате, м. вод. ст.	3,5—5	3—4,5	3—4,5	3—4
Перерабатываемый материал	Песок	Песок	Песчано-гравийная смесь	Песок

Расчет колонкового сгустителя

Необходимое количество вертикальных патрубков сгустителя определяется по формуле

$$n = 0{,}036Q/v_0D^2,$$

где Q — количество сбрасываемой осветленной пульпы, м³/ч;
v_0 — гидравлическая крупность граничного зерна, см/с;
D — диаметр вертикальных патрубков, м.

Расчет сгустительной воронки

1. Для расчетов зернового состава сгущенного продукта можно пользоваться данными извлечений фракций в крупный продукт при крупности граничного зерна $d_{гр}$=0,15 мм:

Класс крупности, мм	5—10	2,5—5,0	1,2—2,5	0,6—1,2	0,3—0,6
Извлечение, %	100	100	100	99,5	93,3

Продолжение

Класс крупности, мм	0,15—0,3	0,075—0,15	0,038—0,075	0,019—0,039
Извлечение, %	69,1	30,9	6,9	0,6

2. Производительность сгустительной воронки по твердой части питания, т/ч, определяется по формуле

$$Q_т = 36Fv_{ст}K_{эф}/[(K_и + 1/\delta) - \gamma_{ст}(K_{ст} + 1/\delta)/100],$$

где F — площадь осветления, м²;

$K_{эф}$ — коэффициент, равный отношению эффективно используемой площади аппарата к его общей полезной площади (для воронок $K_{эф}=0{,}75$);

$K_и$ — отношение Ж : Т по массе в исходной пульпе;

$K_{ст}$ — отношение Ж : Т по массе в сгущенном продукте;

$\gamma_{ст}$ — выход твердого в сгущенный продукт, %;

δ — плотность твердого, т/м³;

$v_{ст}$ — скорость стесненного падения, см/с (см. «Расчет гидроклассификаторов»).

3. Производительность сгустительной воронки по сливу, м³/ч,

$$Q_{сл} = 36Fv_{ст}K_{эф}.$$

4. Определение диаметра пескового отверстия

$$d = \sqrt{4F_п/\pi},$$

где $F_п$ — площадь пескового отверстия, см²,

$$F_п = Q_{ст}/(5Cf\sqrt{H}),$$

$Q_{ст}$ — производительность воронки по сгущенному продукту, м³/ч,

$$Q_{ст} = Q_т\gamma_{ст}(K_{ст} + 1/\delta)/100,$$

C — коэффициент истечения; для конической насадки $C=0{,}85 \div 0{,}95$;

f — коэффициент, учитывающий вязкость пескового продукта; значения его для содержания твердого от 0 до 50% представлены на рис. 53;

H — напор на выходе из пескового отверстия, кгс/см²; $H=0{,}06D$;

D — диаметр сгустительной воронки, м.

Расчет спиральных классификаторов

Расчет зернового состава обезвоженных песков. Извлечение классов различной крупности в обезвоженные пески при крупности граничных зерен $d_{гр}=0{,}09 \div 0{,}3$ мм приведено в табл. XXIII.7.

Таблица XXIII.7

Извлечение классов крупности в обезвоженные пески, %

Крупность классов, мм	Крупность граничных зерен, мм				
	0,3	0,21	0,15	0,1	0,09
3—10	99,9	99,9	100	100	100
2,5—5	99,1	99,7	99,9	100	100
1,2—2,5	90,6	97,9	99,1	99,9	100
0,6—1,2	84,1	91,3	95,3	99,9	99,7
0,3—0,6	62,9	75,2	84,1	88,2	89,0
0,13—0,3	37,1	30,4	62,9	75,0	78,0
0,75—0,3	15,9	25,1	37,1	50,1	53,0
0,038—0,070	4,7	9,2	15,9	27,1	30,0
0,019—0,038	1,0	2,2	4,7	8,0	9,0

Производительность классификатора по обезвоженным пескам. В соответствии с формулой к. т. и. В. И. Кабанова (при плотности твердой фазы $\delta = 2{,}7$ т/м³) производительность, т/ч, по пескам

$$Q_п = 5{,}6iKnD^3,$$

где i — число спиралей;

K — коэффициент, учитывающий крупность перерабатываемых песков; для песков с модулем крупности 2; 2,5; 3,1 K соответственно равен 0,95; 1,0 и 1,0;

n — угловая скорость вращения спирали, об/мин;

D — диаметр спирали, м.

Объемная производительность классификаторов по сливу

На основании исследований ВНИИжелезобетона и ВНИИстройдормаша по обезвоживанию строительных песков, а также анализа практических данных о работе спиральных классификаторов горнорудной промышленности, производительность по сливу определяется по формуле

$$Q_с = iKQ_{баз},$$

где K — коэффициент, учитывающий характер перерабатываемого песка:

Характер песка и его крупность, мм	Мелкая фракция 0 (0,15) — 0,6 (1,2)	Природный песок 0 (0,15) —5	Крупная фракция 0,6 (1,2) —5
Значение K	1,0	1,15	1,5

$Q_{баз}$ — базисная объемная производительность, соответствующая значению $K = 1{,}0$.

Значения $Q_{баз}$ для различных диаметров спирали:

Диаметр спирали, мм	300	500	750	1000	1200	1500	2000	2400	3000
$Q_{баз}$, м³/ч	11,5	28	57	94	12	193	317	437	645

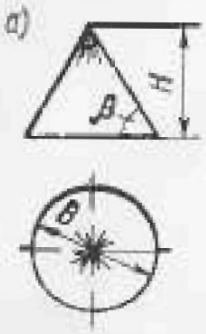
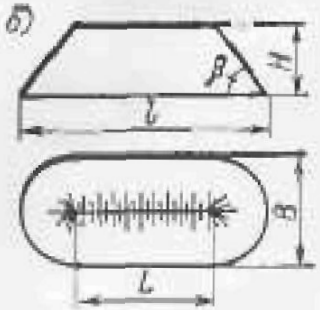
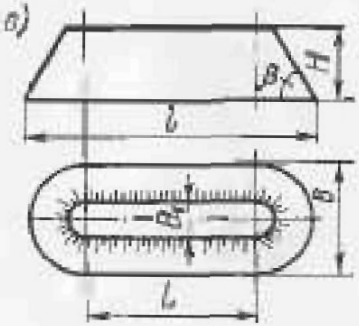
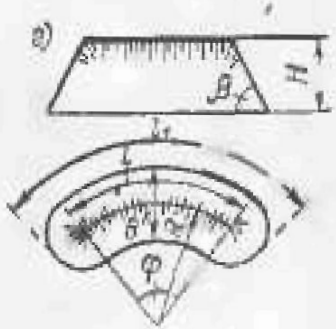
Расчет лотковых виброобезвоживателей на базе электровибрационных питателей типа ПЭВ (конструкции ВНИПИстромсырье)

Согласно данным работы производственных предприятий, удельная производительность виброобезвоживателя по обезвоженному песку составляет 40—50 т на 1 м² площади сита.

Влажность исходного песка, поступающего на обезвоживание, должна быть не более 35—40%; после обезвоживания влажность песка составляет 12—16%.

Размер щели сетки щелевой колосниковообразной (ГОСТ 9074—71) зависит от крупности обезвоживаемого песка.

Определение геометрических размеров складов различной формы

Конусный	Штабельный с треугольным сечением	Штабельный с трапецеидальным сечением	Штабельно-кольцевой
а) 	б) 	в) 	г) 
$B = 2H/\operatorname{tg}\beta$ $H = \operatorname{tg}\beta B/2$ $F = \pi B^2/4$, м² $V = \pi B^2 H/12$, м³	$B = 2H/\operatorname{tg}\beta$ $H = \operatorname{tg}\beta/2$ $L = (12V - \pi H B^2)/6BH$ $l = L + B$ $S = LB + \pi B^2/4$, м² $V = BH(6L + \pi B)/12$, м³	$B = B_1 + 2H/\operatorname{tg}\beta$ $H = \operatorname{tg}\beta(B - B_1)/2$ $L = [12V - \pi H(B^2 + B_1^2 + BB_1)]/[6H(B_1 + B)]$ $l = L + B$ $S = LB + \pi B^2/4$, м² $V = HL(B_1 + B)/2 + (\pi H/3) \times (B^2 + B_1^2 + B_1 B)/4$, м³	$B = 2H/\operatorname{tg}\beta$ $B = \operatorname{tg}\beta B/2$ $L = \pi R\varphi/180$ $l_1 = L + B$ $S = (\pi B^2/4) + (\pi R\varphi B/180) =$ $= (\pi B^2/4) + LB$, м² $V = BH(6L + \pi B)/12$, м³

Примечание. l, L, l_1, H, B, B_1 — основные размеры складов, м;
β — угол естественного откоса складируемого материала, град;
R — радиус кривизны штабеля, м;
φ — угол поворота консольно-поворотного конвейера, град.

Характеристика сыпучих материалов

Наименование материалов	Угол естественного откоса, град	Коэффициент внутреннего трения	Коэффициент трения о сталь		Коэффициент бокового давления
			в спокойном состоянии	в движении	
Песок крупный:					
сухой	30—35	0,577—0,7			0,17—0,33
влажный	32—40	0,620—0,839	1	0,58	0,31
мокрый	25—27	0,466—0,51			—
Песок средний:					
сухой	28—30	0,532—0,577			0,17—0,33
влажный	35	0,7	1	0,58	0,31
мокрый	25	0,466			—
Песок мелкий:					
сухой	25	0,466			0,17—0,33
влажный	30—35	0,577—0,7	1	0,58	0,31
мокрый	15—20	0,268—0,364			—
Гравий:					
сухой	35—40	0,7—0,839	1		0,17—0,33
влажный	35	0,7		0,53	0,4
мокрый	26—30	0,49—0,577			—
Щебень	40—45	0,84—1	1,19	0,70	0,2

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

Введение 3

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ 5

Глава 1. **Классификация предприятий** 5

Глава 2. **Режим работы предприятий и производственные мощности** . . 6

2.1. Режим работы и годовой фонд рабочего времени 6
2.2. Производственные мощности 8

ЧАСТЬ ВТОРАЯ. ПРЕДПРИЯТИЯ С ЭКСКАВАТОРНЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 9

Глава 3. **Общие указания по проектированию карьеров** 9

3.1. Разведанные балансовые запасы 9
3.2. Проектные потери и промышленные запасы полезного ископаемого 10
3.3. Степень подготовленности запасов 11
3.4. Состав горнокапитальных работ 12

Глава 4. **Основные параметры вскрытия месторождений и систем разработки** 14

4.1. Параметры въездных и разрезных траншей и первоначальных площадок 14
4.2. Параметры систем разработки 17
4.3. Рекомендации по применению технологических схем ведения горных работ 19

Глава 5. **Механизация горных работ** 21

5.1. Экскаваторные работы 21
5.2. Работы с применением скреперов, бульдозеров и рыхлителей, вспомогательные работы 23
5.3. Буровзрывные работы 24
5.4. Отвальные работы 29
5.5. Эксплуатационная разведка 31

Глава 6. **Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами** 31

6.1. Общие положения 31
6.2. Нормы по рекультивации земель для сельскохозяйственного и лесохозяйственного использования 32
6.3. Нормы по рекультивации земель под водоемы 33

Глава 7. **Нормы расхода основных эксплуатационных материалов на горных работах** 34

7.1. Выемочно-погрузочное и вспомогательное оборудование 34
7.2. Буровзрывные работы 36

Стр.

Глава 8. **Рекомендации к выбору карьерного транспорта** 45

8.1. Общие положения 45
8.2. Рекомендации по применению отдельных видов и схем транспорта 46

Глава 9. **Автомобильный транспорт** 46

9.1. Общая часть 46
9.2. План и профиль 49
9.3. Дорожные покрытия 50
9.4. Выбор грузоподъемности подвижного состава 55
9.5. Нормы для расчета потребности в подвижном составе и оборудовании 55

Глава 10. **Железнодорожный транспорт** 57

10.1. *Общая часть* 57
10.2. Нормы для расчета потребности в подвижном составе 57
10.3. Тяговые расчеты 57
10.4. Нормы расхода основных эксплуатационных материалов 58

Глава 11. **Нормативы на погрузку готовой продукции в транспортные средства** 59

11.1. Погрузка в железнодорожные вагоны Министерства путей сообщения 59
11.2. Погрузка в автотранспортные средства . 60

Глава 12. **Конвейерный и элеваторный транспорт** 61

12.1. Условия применения карьерного конвейерного транспорта . . 61
12.2. Условия применения внутризаводского конвейерного транспорта 62
12.3. Выбор конвейерной ленты 62
12.4. Трасса конвейера 64
12.5. Скорость движения ленты 66
12.6. Очистные устройства и уборка просыпи 66
12.7. Область применения элеваторов 71
12.8. Выбор типа питателя 71

Глава 13. **Технология производства нерудных строительных материалов** 72

13.1. *Общие положения по выбору технологии производства* . 72
13.2. Определение годовой производственной мощности завода . 74

Глава 14. **Нормативы для выбора и расчета оборудования** 76

14.1. Основные положения по выбору и расчету оборудования . 76
14.2. Выбор типа дробильного оборудования по размеру загружаемого куска и производительности 76
14.3. Выбор типа грохотов 78
14.4. Выбор промывочного оборудования. Нормы расхода воды 79
14.5. Приемные бункера 81
14.6. Промежуточные бункера и склады 82
14.7. Емкость складов готовой продукции для заводов с круглогодовым режимом работы 82
14.8. Емкость складов готовой продукции для заводов с сезонным режимом работы 83
14.9. *Типы складов готовой продукции* 85
14.10. Основания под склады 85
14.11. Общие принципы компоновки заводов 85
14.12. Нагрузки от оборудования на строительные конструкции 89

Стр.

Глава 15. Нормативы для конструирования перегрузочных узлов 91

15.1. Общие положения 91
15.2. Конструктивные элементы перегрузочных узлов 92
15.3. Футеровка бункеров и перегрузочных узлов . 94

Глава 16. Нормы расхода основных эксплуатационных материалов . 95

16.1. Щековые дробилки 95
16.2. Конусные дробилки 96
16.3. Роторные дробилки 97
16.4. Сортировочное, промывочное и прочее оборудование 99
16.5. Расход конвейерных лент 102

Глава 17. Аспирация и обеспыливание 102

17.1. Общая часть 102
17.2. Требования к технологии и автоматике . . . 103
17.3. Требования к строительным конструкциям . 104
17.4. Гидрообеспыливание 105
17.5. Требования к аспирационным укрытиям . 106
17.6. Аспирационные трубопроводы 107
17.7. Объемы аспирационного воздуха 108
17.8. Выбор обеспыливающего оборудования . 108
17.9. Уборка вторичной пыли 111

Глава 18. Электроснабжение 112

18.1. Категорийность нагрузок по степени бесперебойности питания 112
18.2. Нормативы размещения электроустановок на карьерах . 112
18.3. Освещение 112
18.4. Грозозащита. Мероприятия по обеспечению безопасности . 113
18.5. Расчет электрических нагрузок 113

Глава 19. Автоматизация технологического процесса 117

19.1. Структура управления предприятием 117
19.2. Централизованное автоматизированное управление (ЦАУ) поточно-транспортными системами (ПТС) 117
19.3. Автоматизация технологических узлов и механизмов 119
19.4. Требования к местоположению диспетчерских (операторских) пунктов и организации рабочего места диспетчера (оператора) 120

Глава 20. Ремонтное хозяйство 121

20.1. Общие положения 121
20.2. Нормы на ремонт оборудования 122
20.3. Нормы запаса сменных машин, узлов и деталей 132
20.4. Ремонтно-механические мастерские 133
20.5. Ремонтные пункты 138
20.6. Ремонтно-монтажные площадки 141
20.7. Грузоподъемное оборудование . 142
20.8. Ремонт конвейерных лент 146
20.9. Сварочные работы 146
20.10. Смазочное хозяйство 147

Глава 21. Вспомогательное хозяйство 147

21.1. Объекты для хранения и обслуживания автомобилей . 147
21.2. Складское хозяйство 149

Стр.

Глава 22. **Основные технико-экономические показатели и численность промышленно-производственного персонала** 154

22.1. Условия принятые при определении основных технико-экономических показателей и численности 154
22.2. Технико-экономические показатели 157
22.3. Нормативы численности рабочих, занятых на обслуживании предприятий с экскаваторным способом разработки месторождений 157
22.4. Численность промышленно-производственного персонала . . 169

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ . . . 177

Глава 23. **Открытые горные работы с применением средств гидромеханизации** 177

23.1. Общие указания по проектированию карьеров. 177
23.2. Землесосные работы 178
23.3. Гидромониторные работы 182

Глава 24. **Гидравлический транспорт** 185

24.1. Общие указания 185
24.2. Прокладка трубопроводов 186
24.3. Грунтонасосные установки 187
24.4. Расчеты по гидравлическому транспорту грунта 188

Глава 25. **Гидроотвалы (хвостохранилища)** 169

25.1. Общие положения 189
25.2. Классификация гидроотвалов 189
25.3. Определение емкости гидроотвала 191
25.4. Заполнение (намыв) гидроотвала 192
25.5. Основные расчеты гидроотвала 193
25.6. Дамбы гидроотвала 195
25.7. Отвод осветленной воды 195
25.8. Пропуск паводковых вод 195
25.9. Отвальные пульпопроводы 197

Глава 26. **Производственное водоснабжение** 197

26.1. Общие указания 197
26.2. Насосные станции 198
26.3. Водоводы 199
26.4. Отстойники 199

Глава 27. **Гидромеханизированные гравийно-песчаные и песчаные заводы** 202

27.1. Общие указания 202
27.2. Склады, гидравлические аппараты 203

Глава 28. **Нормы расхода запасных частей и эксплуатационных материалов на эксплуатацию и ремонт оборудования гидромеханизации** 205

28.1. Грунтовые насосы 205
28.2. Центробежные насосы 208
28.3. Плавучие землесосные снаряды 210
28.4. Пульпопроводы и водопроводы 211

Глава 29. **Основные технико-экономические показатели и численность промышленно-производственного персонала** 212

29.1. Условия, принятые при определении основных технико-экономических показателей и численности промышленно-производственного персонала 212