МИНИСТЕРСТВО ТОПЛИВА И ЭНЕРГЕТИКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Центральный научно-исследовательский институт экономики
и научно-технической информации угольной промышленности
(ЦНИЭИуголь)

ИНСТРУКЦИЯ
ПО РАСЧЕТУ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ МОЩНОСТЕЙ ДЕЙСТВУЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЯ (СЛАНЦА)

Москва 1993

gost.e-ecolog.ru

СОДЕРЖАНИЕ

1. Основные положения 3

2. Методика расчета пропускной способности (производительности) ведущих технологических процессов (звеньев) шахт по добыче угля (сланца) 9
2.1. Расчет технических возможностей шахт по добыче угля по фронту горных работ 9
2.2. Расчет пропускной способности подземного транспорта . . . 12
2.3. Расчет пропускной способности подъемных установок 19
2.4. Расчет технических возможностей шахт по вентиляции . . . 24
2.5. Расчет пропускной способности технологического комплекса поверхности шахт 28

3. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) угольного (сланцевого) разреза 37
3.1. Расчет производительности подвижного состава железнодорожного транспорта 37
3.2. Расчет пропускной и провозной способности железнодорожных путей 44
3.3. Расчет производительности автомобильного транспорта и провозной способности сети автодорог 48
3.4. Расчет производительности экскаваторного парка 51
3.5. Расчет производительности экскаватора и комплексов машин непрерывного действия 57
3.6. Расчет производительности бульдозерных отвалов 58
3.7. Расчет производительности вскрышного (добычного) комплекса 59
3.8. Расчет производительности разреза по фронту горных работ 61
3.9. Сводные показатели результатов расчета производственной мощности разреза 63

4. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических операций (звеньев) обогатительной фабрики . . 64
4.1. Расчет пропускной способности углеприема и классификация на машинные классы 64
4.2. Расчет пропускной способности процессов обогащения угля . 74
4.3. Расчет пропускной способности процессов обезвоживания . . 82
4.4. Расчет пропускной способности процессов обработки шламов и осветления шламовых вод 86
4.5. Расчет пропускной способности сушильных установок . . . 88
4.6. Расчет пропускной способности внутрифабричного транспорта 89
4.7. Расчет годовой производственной мощности обогатительной фабрики 93

5. Методика расчета пропускной способности основных технологических операций (звеньев) брикетной фабрики 95

Литература 98

Приложение к приказу
Минтопэнерго РФ
от 15.07.93 № 164

ИНСТРУКЦИЯ ПО РАСЧЕТУ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ МОЩНОСТЕЙ ДЕЙСТВУЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ПО ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЯ (СЛАНЦА)

1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Расчет производственных мощностей действующих предприятий является важнейшей частью технико-экономического обоснования возможного объема производства. На его основе определяются выпуск промышленной продукции и в сопоставлении с потребностью рынка в ней необходимое увеличение производственных мощностей за счет технического перевооружения, реконструкции, расширения действующих и строительства новых предприятий.

Результаты расчета производственных мощностей используются при разработке мероприятий по устранению «узких» мест с целью наиболее эффективного использования капитальных вложений.

Производственная мощность рассчитывается всеми предприятиями независимо от форм собственности по состоянию на начало планируемого года.

1. Под производственной мощностью действующего предприятия по добыче (переработке) угля (сланца)[1] понимается техническая возможность закрепленных за ним средств труда (технологической совокупности машин, оборудования, агрегатов, установок и производственных площадей) по обеспечению максимальной добычи (переработки) угля (сланца) за год (сутки, смену) в соответствии с установленным режимом работы, при соблюдении правил безопасности и техни-

1 Далее по тексту под действующими предприятиями по добыче (переработке) угля (сланца) понимаются угольные и сланцевые шахты, разрезы и обогатительные (брикетные) фабрики, именуемые «предприятия»

ческой эксплуатации, регламентирующих производственную деятельность предприятия.

1.1. Производственная мощность действующего предприятия по добыче (переработке) угля определяется по количеству добычи (переработки) кондиционного[1] угля, принятого к учету в соответствии с Инструкцией по учету добычи угля (сланца) и продуктов обогащения на шахтах (разрезах) и обогатительных фабриках Минтопэнерго РФ, утвержденной приказом по Минтопэнерго РФ от 21.01.93 г. № 26.

Количество добытого угля[2] за месяц по шахтам (разрезам), имеющим на своем балансе обогатительные фабрики и установки, определяется как масса выпущенных продуктов обогащения и угля, отгруженного потребителям и израсходованного на собственные нужды в рядовом виде.

Производственная мощность брикетных фабрик определяется по количеству выпуска брикета.

1.2. Расчет пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) производится по горной массе[3].

1.3. Производственная мощность шахт и разрезов рассчитывается по годовой (в тысячах тонн) и суточной (в тоннах) добыче, а обогатительных и брикетных фабрик — по часовой (в тоннах) и годовой (в тысячах тонн) производительности по переработке сырья и выпуску брикетов. При этом годовая мощность шахт и обогатительных фабрик округляется до 5 тыс. т, а разрезов — до 10 тыс. т.

2. В расчет производственной мощности предприятия включается все оборудование производства, за исключением (в пределах установленных нормативов) резервного оборудования и оборудования опытно-*экспериментальных и специализированных участков для профессионально-технического обучения.*

Оборудование, временно бездействующее вследствие неисправности, проведения ремонта, модернизации, недостаточной загрузки, а также оборудование, находящееся в процессе монтажа, предназначенное к вводу в действие в планируемом периоде, учитывается при расчете производственной мощности.

---

1 Кондиционным для шахты (разреза) и обогатительной фабрики считается уголь (сланец), качество которого соответствует утвержденным предельным нормам показателей качества (НПК), внутриведомственным производственным нормам (ВПН) или техническим условиям (ТУ).

2 Далее по тексту под словом «уголь» во всех случаях подразумевается и сланец.

3 Горная масса — смесь неклассифицированного угля и породы, предназначенная для последующего обогащения.

3. Расчет производственных мощностей предприятий производится по следующим взаимосвязанным технологическим процессам (звеньям):

шахт — по фронту горных работ, подземному транспорту, вентиляции, подъему и технологическому комплексу поверхности;

разрезов — по фронту горных работ, экскаваторному парку, транспорту;

обогатительных (брикетных) фабрик — по технологическим процессам обогащения (брикетирования).

4. Расчет производственных мощностей предприятий выполняется в следующей последовательности:

рассчитываются пропускные способности технологических процессов (звеньев) по методике, изложенной в приложении 1 к Инструкции;

сопоставляются пропускные способности технологических процессов (звеньев) и выявляются «узкие» места в них. Под «узким» местом понимается несоответствие пропускной способности отдельных групп оборудования, цехов, участков пропускной способности сопряженного оборудования, на котором выполняются технологические операции по добыче (переработке) угля (сланца), или другие производственные условия, сдерживающие повышение пропускной способности технологических процессов (звеньев);

для каждого предприятия (шахты, разреза, обогатительной и брикетной фабрики) на основании выполненных расчетов определяется технологический процесс (звено), ограничивающий производственные возможности предприятия.

Производственная мощность предприятия определяется по максимальной пропускной способности технологического процесса (звена), являющегося «узким» местом производства, с учетом осуществленных мер по ликвидации «узких» мест производства в отчетном году.

Мероприятия по ликвидации «узких» мест производства намечаются в целях последовательного повышения пропускной способности технологических процессов (звеньев) предприятия, начиная с наименее производительного процесса, и должны быть направлены на обеспечение более полного использования производственной мощности, а также на ее увеличение.

На предприятиях, мощности которых введены в действие, но не освоены, за наличную производственную мощность принимается введенная в действие проектная мощность.

5. Нормативный годовой фонд времени предприятий определяется:

5.1. Шахты:

— число рабочих дней в году равно календарным дням за вычетом воскресных и праздничных;

— число рабочих смен по добыче угля — 3;

— продолжительность рабочей смены на подземных работах — 6 часов;

— продолжительность рабочей смены на поверхности — 8 часов.

Количество рабочих смен в очистных и подготовительных забоях с особо вредными и тяжелыми условиями труда:

разрабатывающих пласты, не опасные по внезапным выбросам в невыбросоопасных зонах, установленных прогнозом — три добычные и одна — ремонтно-подготовительная;

разрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам, а также пласты крутого и крутонаклонного падения, требующие проведения мероприятий по пылеподавлению — две смены рабочих, одна — для проведения специальных мероприятий и одна — ремонтно-подготовительная;

в подготовительных забоях — три смены непосредственно по проведению выработок и одна для осуществления специальных мероприятий и ремонтно-подготовительных работ.

Для подготовительных забоев, совмещенных с очистными забоями, количество смен по проведению выработок необходимо определять расчетом.

5.2. Разрезы:

— число рабочих дней в году равно календарным дням за вычетом праздничных;

— число рабочих смен по добыче угля и вскрыше — 3;

— продолжительность смены — 8 часов.

В том случае, когда разрезы работают по добыче угля и одновременно осуществляют его погрузку в железнодорожные вагоны или же технологически обеспечивают передачу добытого угля непосредственно на тепловые и электрические станции, число рабочих дней в году равно числу календарных дней.

5.3. Для обогатительных (брикетных) фабрик:

индивидуальных — число рабочих дней в году принимать по режиму работы угледобывающих предприятий (шахты или разреза);

групповых и центральных — годовой фонд рабочего времени сле-

дует определять в соответствии с режимом: 300 рабочих дней по 20 часов в сутки.

5.4. Для предприятий с сезонным характером производства фонд времени работы оборудования, агрегатов и установок определяется по утвержденному режиму работы, исходя из оптимального количества суток (смен) работы в течение года. При этом нормативный годовой фонд времени устанавливается по каждой группе оборудования, агрегатов и установок в отдельности.

6. Производственная мощность предприятия определяется с учетом ее прироста за счет технического перевооружения, реконструкции, ввода в действие мощностей за счет нового строительства и расширения действующих.

7. Уменьшение производственных мощностей действующих предприятий допускается вследствие исчерпания запасов угля (сланца), существенного ухудшения горно-геологических условий, снижающих технические возможности предприятий по фронту горных работ, перехода к отработке менее производительных пластов, необходимости установления особого режима работы на шахтах, разрабатывающих выбросоопасные и удароопасные пласты, а также в случаях обеспечения, по условиям безопасности, регламентированного порядка разработки сближенных и защитных пластов и т. п.

Отставание в подготовке фронта очистных работ на шахтах и вскрышных работ на разрезах при наличии промышленных запасов угля (сланца) не может служить основанием для уменьшения производственной мощности предприятия.

Если проектом реконструкции, технического перевооружения предприятия предусмотрено временное уменьшение производительности отдельных технологических процессов (звеньев), то на время выполнения вышеуказанных работ в проектах должно предусматриваться снижение производственной мощности. При этом мощность после окончания работ не может быть меньше утвержденной по проекту.

8. Среднегодовая производственная мощность предприятия определяется путем увеличения (уменьшения) мощности, утвержденной на начало года, на величину среднегодового увеличения (уменьшения) мощности.

Среднегодовое увеличение мощности определяется путем умножения введенной мощности на число полных месяцев ее действия до конца года и деления полученного результата на 12.

Среднегодовое уменьшение мощности определяется путем умножения выбывающей мощности на число полных месяцев, оставшихся

до конца года с момента ее выбытия, и деления полученного результата на 12.

Коэффициент использования среднегодовой производственной мощности за отчетный год определяется как отношение фактического объема добычи (переработки) угля (сланца) к среднегодовой мощности.

9. Подготовку соответствующей нормативной базы и расчет производственных мощностей предприятий осуществляют отраслевые научно-исследовательские и проектные институты, структурные подразделения (службы) объединения (концерна, ассоциации, акционерного общества) и предприятия, на которые, в соответствии с установленным порядком, возложено выполнение этой работы.

Ответственность за достоверность расчетов производственных мощностей действующих предприятий несут руководители вышеуказанных организаций и предприятий.

10. Снижение производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля, построенных за счет бюджетных средств и находящихся в федеральной собственности, производится Министерством топлива и энергетики Российской Федерации.

11. Материалы и расчеты по изменению производственных мощностей представляются компаниями, ассоциациями, концернами, акционерными обществами и предприятиями в Министерство топлива и энергетики Российской Федерации для рассмотрения и принятия решений в первом полугодии года, предшествующего планируемому.

12. Балансы производственных мощностей предприятий по добыче и переработке угля за отчетный год составляются компаниями, ассоциациями, концернами, акционерными обществами, предприятиями и представляются в Министерство топлива и энергетики для утверждения до 15 марта текущего года.

13. Настоящая Инструкция обязательна для всех предприятий по добыче (переработке) угля (сланца) независимо от форм собственности.

14. В связи с утверждением настоящей Инструкции, «Инструкцию по расчету производственных мощностей действующих промышленных предприятий Министерства угольной промышленности СССР», утвержденную приказом Министра от 10.01.79 № 27, считать утратившей силу.

2. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ (ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ) ВЕДУЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ (ЗВЕНЬЕВ) ШАХТ ПО ДОБЫЧЕ УГЛЯ (СЛАНЦА)

2.1. Расчет технических возможностей шахт по добыче по фронту горных работ

2.1.1. Расчет технических возможностей шахты по фронту горных работ выполняется на базе анализа горно-технических условий, выбора схемы подготовки шахтного поля, систем разработки и ее параметров (длины лав, выемочных столбов), группирования пластов и порядка их отработки. При этом отставание в развитии горных работ, как правило, не должно являться основанием для уменьшения производственной мощности шахты.

2.1.2. Способы подготовки и системы разработки и их параметры определяются в соответствии с утвержденными технологическими схемами разработки пластов на угольных шахтах.

2.1.3 Типы очистного и проходческого оборудования для подготовки и отработки выемочных столбов должны приниматься путем расчетов на максимальную рентабельность их применения по каждому выемочному столбу отдельно.

2.1.4. Технические возможности шахты по добыче по фронту горных работ рассчитываются по годам t = 1, 2, 3, 4, 5 планируемого периода согласно соотношению:

$$Д(t) = Д_0 e^{-\frac{t}{T_{ст}}} + 1000\frac{L}{S}\left(1 - e^{-\frac{t}{T_{ст}}}\right), \text{ тыс. т/год,} \qquad (2.1)$$

где

t — время от начала планируемого периода, лет (за начало планируемого периода принимается начало первого года, т. е. 1.01.);

$Д_0$ — технические возможности шахты по добыче исходя из фактического состояния горных работ на начальный период, тыс. т/год, определяется как произведение количества рабочих дней в году на суммарную среднесуточную добычу из очистных и горноподготовительных работ.

$$Д_0 = (d_{оч} + d_{под})\ T_г, \qquad (2.2)$$

$T_г$ — плановое число рабочих дней в году, сут;

$d_{оч}$ — технические возможности шахты по добыче из очистных забоев в течение суток, определяется суммированием расчетных суточных нагрузок на введенные в работу и уже подготовленные к работе очистные забои, т/сут.;

$d_{под}$ — расчетная добыча угля из подготовительных выработок, т/сут.;

$T_{ст}$ — среднее время отработки выемочных столбов, намечаемых к отработке в планируемом периоде, лет

$$T_{ст} = \frac{1}{\sum_{k=1}^{m} \frac{\delta_к}{T_к}}, \qquad (2.3)$$

где

$T_к$ — время отработки к-го выемочного столба, лет, определяется как отношение объема подлежащих выемке запасов $Q_к$ к-го столба к средней нагрузке на очистной забой $A_к$ по этому столбу и плановое число рабочих дней в году $T_г$

$$T_к = \frac{Q_к}{A_к T_г} \qquad (2.4)$$

m — общее количество выемочных столбов, отрабатываемых в планируемом периоде, ед.

В выражении (2.3) в знаменателе суммирование производится по всем очистным забоям, вводимым в действие в планируемом периоде, поэтому осреднение продолжительности отработки выемочных столбов должно производиться по всем действующим в это время очистным забоям. Доля добычи $\delta_к$, приходящаяся на к-й очистной забой, определяется по формуле:

$$\delta_к = \frac{Q_к}{Д}, \qquad (2.5)$$

где

Д — общая добыча из очистных забоев за планируемый период, т.

L — технические возможности шахты по устойчивому среднегодовому объему проведения подготавливающих горных выработок (оконтуривающих выемочные столбы), км/год. Определяется суммированием годовых объемов проведения подготавливающих горных выработок по шахтопластам, горизонтам, блокам; на каждом шахтопласте равно произведению планового числа рабочих дней на среднедействующее число подготовительных забоев и нормативную среднесуточную их скорость проведения (в зависимости от горно геологических факторов и механизации проходческих работ).

Среднедействующее количество подготовительных забоев по шахтопластам определяется исходя из количества подготавливаемых панелей, крыльев, максимального уровня концентрации горных работ, соблюдения правил безопасности и технической эксплуатации.

S — удельный объем проведения подготавливающих горных выработок по шахте на планируемый период, м/тыс. т; определяется как средневзвешенная (по объемам проведения подготавливающих выработок) величина по шахтопластам

$$S = \sum_{\ell=1}^{P} \delta_\ell S_\ell, \qquad (2.6)$$

где

δ_ℓ — доля годовой проходки шахты по ℓ-му шахтопласту, ед.;

S_ℓ — удельный объем проведения подготавливающих горных выработок по ℓ-му шахтопласту, м/тыс. т; определяется в зависимости от вида технологической схемы разработки угольных пластов, мощности пластов, длины лавы и длины выемочного столба согласно [1];

P — общее количество в работе и подготовке шахтопластов, ед.

2.1.5. Средняя нагрузка на очистной забой определяется на основе программного обеспечения, разработанного и постоянно обновляемого ИГД им. А. А. Скочинского и передаваемого им на хозрасчетной основе шахтам, производственным объединениям, концернам, ассоциаци-

ям, институтам. Шахты, не имеющие вычислительной техники, используют следующие нормативные документы:

— для лав, оборудованных очистными комплексами, созданными после 1980 г., а также Глинниками и Пиомами — [2];

— для лав, оборудованных очистными комплексами, созданными до 1980 г., или узкозахватными комбайнами с индивидуальным креплением — [3];

— для лав, оборудованных прочими видами механизации — [4].

2.1.6. Средняя нагрузка на очистной забой определяется по всем забоям, как действующим, резервным, так и подготовленным для отработки в планируемом периоде.

При выполнении расчетов выемочные столбы разделяются на однородные (в горно-геологическом отношении) участки, исходя из данных оконтуривающих горных выработок и геологических скважин, находящихся в контурах выемочных столбов. Определяются нагрузки на очистной забой (A_j) и доля запасов выемочного столба Δ_j, приходящаяся на каждый j-й однородный участок. В целом средняя нагрузка на очистной забой по выемочному столбу определяется соотношением

$$A_I = \frac{1}{\frac{\Delta_1}{A_1} + \frac{\Delta_2}{A_2} + \ldots + \frac{\Delta_j}{A_j} + \frac{\Delta_n}{A_n}}, \qquad (2.7)$$

где

n — количество однородных участков по выемочному столбу.

2.2. Расчет пропускной способности подземного транспорта

2.2.1. Пропускная способность подземного транспорта является комплексным показателем, характеризующим потенциальные возможности системы подземного транспорта в конкретных горно-технических условиях шахты. Оценку пропускной способности транспорта необходимо производить с учетом следующих факторов:

— технологических (схемы транспорта полностью конвейеризированные, с локомотивной откаткой, комбинированные);

— горнотехнических (технические характеристики транспортного оборудования, оборудования очистных забоев, характеристики разрабатываемых пластов, фактические показатели работы очистных и подготовительных забоев);

— организационных (функции управления транспортом, режимы и ритмичность работы забоев, транспорта и подъема);

— вероятностных характеристик (неравномерность шахтных грузопотоков, отказы забойного и транспортного оборудования).

2.2.2. Расчет пропускной способности подземного транспорта должен осуществляться в комплексе с околоствольным двором, подъемом и поверхностным комплексом с учетом соответствия режима работы шахты требованиям «Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт» и «Основных положений по проектированию подземного транспорта для новых и действующих угольных шахт». Учитывая характер результатов, получаемых с помощью указанных документов, и в целях полного учета взаимосвязей между забоями, видами транспорта, а также разработки рекомендаций по совершенствованию процессов транспортирования, оперативности и механизации расчетов, оценку пропускной способности рекомендуется производить на основе оптимизационных расчетов с использованием «Инструкции по применению комплексной программы «Подземный транспорт» для оценки пропускной способности, определения параметров и выбора оборудования транспортных систем действующих и проектируемых угольных шахт» (ИГД им. А. А. Скочинского, утв. б. ГНТУ Минуглепрома СССР 14.12.88).

2.2.3. Применение программного обеспечения позволяет оперативно выполнить качественную оценку пропускной способности транспортных систем любой степени сложности и разветвленности в комплексе с подъемом, учесть их надежность и влияние средств бункеризации, получить информацию об ограничениях на производственную мощность и нагрузку очистных забоев, о возможных потерях добычи по каждому маршруту и по шахте в целом, разработать рекомендации по устранению «узких» мест.

2.2.4. Пропускная способность подземного транспорта определяется как наименьшая из пропускной способности околоствольного двора, погрузочных (разгрузочных) пунктов и пропускных способностей маршрутов транспортирования угля из очистных забоев.

Пропускная способность каждого маршрута принимается по наименьшей пропускной способности транспортного звена, входящего в данный маршрут. Под транспортным звеном понимаются технологические узлы в транспортных цепях (пункты погрузки-разгрузки, обмена вагонеток и т. д.), а также транспортные выработки, в пределах которых вид транспорта, технические характеристики транспортного оборудования остаются неизменными.

Пропускная способность конвейерной линии принимается равной наименьшей из пропускных способностей входящих в нее конвейеров. Под пропускной способностью конвейерной линии следует понимать технический параметр, равный количеству груза, которое может транспортироваться конвейерной линией за добычную смену (сутки) при заданных технических параметрах транспортного оборудования и фактических характеристик поступающих грузопотоков.

2.2.5. Пропускная способность безбункерной конвейерной линии определяется по формуле:

$$A_{л\ сут} = \frac{Q_{кmin}}{K_t},\ T_{сут} \cdot K_п \cdot K_{гл},\ т/сутки \qquad (2.8.)$$

где

$Q_{кmin}$ — минимальная производительность конвейера, входящего в состав линии. Определяется по заводской характеристике данного типа конвейера в зависимости от его фактических длины и угла установки, т/час;

K_t — коэффициент неравномерности грузопотока за время поступления груза. Рекомендуется принимать по табл. 5.4 «Основных положений...»;

$K_п$ — коэффициент неравномерности поступления грузопотока. Определяется в соответствии с разделом 3.4 «Основных положений...»;

$T_{сут}$ — время работы конвейерной линии в сутки, час.;

$K_{гл}$ — коэффициент готовности линии $K_{гл} = K_{г1}\ K_{г2}\ K_{гn}$, где $K_{г1...n}$ — коэффициенты готовности к работе конвейеров, входящих в состав линии. Принимается по данным хронометражных наблюдений (ориентировочно $K_г = 0{,}98 + 0{,}99$).

2.2.6. Определение пропускной способности сложных многобункерных разветвленных конвейерных линий целесообразно производить с помощью специальных методов (комплексная программа) «Подземный транспорт» [7].

2.2.7. Пропускная способность электровозной откатки ($A_{э.ф}$) при действующем парке локомотивов ($N_э$), фактической весовой норме поезда ($nq_в$) определяется по следующей формуле:

$$A_{э.ф}=\frac{T_{см}\cdot n\cdot q_в\cdot N_э\cdot K_п\cdot K_в\cdot N}{\frac{L}{60\cdot v_{гр}}+\frac{L}{60\cdot v_{пор}}+t'_м+t''_м},\ т/сутки, \qquad (2.9)$$

где

$T_{см}$ — продолжительность смены, мин;
n — количество вагонеток в составе;
$q_в$ — грузоподъемность вагонеток по углю, т;
$N_э$ — количество рабочих электровозов, шт.;
L — протяженность откатки, м;
$v_{гр}$, $v_{пор}$ — средняя скорость движения груженых и порожних составов, м/с;
$t'_м$, $t''_м$ — продолжительность маневров на конечных станциях, мин;
$K_п$ — коэффициент снижения полезного груза за счет перевозки породы;
$K_в$ — коэффициент использования электровозной откатки во времени ($K_в \approx 0{,}7$);
N — количество смен в сутки.

2.2.8. Пропускная способность околоствольного двора определяется из условий:

— обеспечения принятой технологии откатки (с учетом такта работы околоствольного двора);

— возможной производительности разгрузочных станций (опрокидывателя, разгрузочных ям).

Пропускная способность околоствольного двора определяется из условий обеспечения принятой технологии откатки по формуле:

$$P_{сут}=\frac{60\cdot G\cdot K_п}{\tau\cdot K_н}T_{отк},\ т/сутки \qquad (2.10)$$

где

G — средняя грузоподъемность состава по углю, т;
$K_п$ — коэффициент, учитывающий вес доставляемого угля в смешанных составах

$$K_п=\frac{Q_у}{Q_у+Q_п}\ (0{,}8+0{,}9), \qquad (2.11)$$

здесь

$Q_у$, $Q_п$ — соответственно количество угля и породы, выдаваемое из шахты в сутки, т;

$T_{отк}$ — продолжительность работы откатки в околоствольном дворе в сутки, мин;

$K_н$ — коэффициент неравномерности работы откатки (1,25 + 1,5);

τ — расчетный такт работы околоствольного двора, с.

Расчетный такт работы околоствольного двора — это продолжительность маневров электровоза на участке, на котором может выполнять маневровые работы только один электровоз и нормальное функционирование околоствольного двора (прием очередного состава) может осуществляться только после освобождения этого участка.

2.2.9. Пропускная способность околоствольного двора из условий производительности разгрузочной ямы:

$$P_{сут}=\frac{60 \cdot G \cdot K_п}{t_{раз} \cdot K_н} T_{отк}, \text{ т/сутки}, \qquad (2.12)$$

где

$t_{раз}$ — продолжительность разгрузки состава над разгрузочной ямой, с.

2.2.10. Пропускная способность околоствольного двора из условий производительности опрокидывателя:

$$P_{сут}=\frac{60 \cdot q_в \cdot n}{t_{опр} \cdot K_н} T_{опр}, \text{ т/сутки}, \qquad (2.13)$$

где

$q_в$ — грузоподъемность вагонетки по углю, т;

n — число одновременно разгружаемых вагонеток;

$T_{опр}$ — продолжительность работы опрокидывателя в сутки, мин;

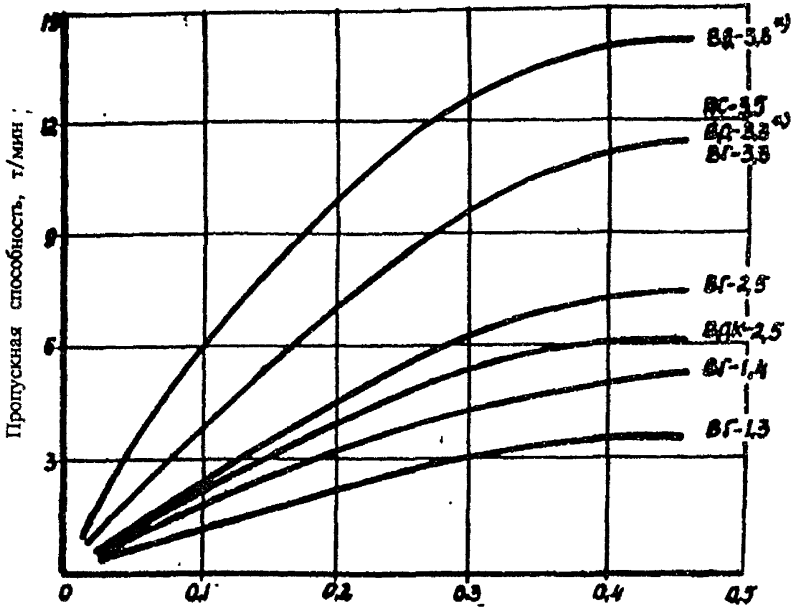
$t_{опр}$ — продолжительность цикла опрокидывания, с (40 + 60);

$K_н$ — коэффициент неравномерности работы откатки (1,25 + 1,5).

2.2.11. Пропускная способность околоствольных дворов с поточной технологией откатки определяется, как правило, из условий производительности разгрузки вагонеток над разгрузочной ямой.

Пропускная способность околоствольных дворов для вагонеток с глухим кузовом устанавливается главным образом из условий обеспе-

ПРОПУСКНАЯ СПОСОБНОСТЬ ПОГРУЗОЧНОГО ПУНКТА



*) Только для действующих шахт, эксплуатирующих эти вагонетки

Рис. 1.

чения принятой технологии откатки (по величине такта работы околоствольного двора).

2.2.12. Пропускная способность погрузочного пункта при бункерной схеме рассчитывается по производительности подбункерного питателя, которая должна быть равна или больше среднего минутного грузопотока за время поступления груза, подаваемого с конвейера; при безбункерной схеме — по возможному приему максимальных минутных грузопотоков, поступающих с загрузочного конвейера.

2.2.13. Производительность загрузки вагонеток с применением лоткового перекрывателя межвагонеточного пространства при челноковой схеме обмена составов равна пропускной способности погрузочного пункта и зависит от скорости перемещения вагонеток (рис. 1).

2.2.14. Производительность загрузки вагонеток при тупиковой схеме обмена составов определяется по формуле:

$$Q_{оп}=\frac{60 \cdot q_в}{T_ц}, \text{ т/мин} \qquad (2.14)$$

где

$q_в$ — вместимость вагонетки, т;
$T_ц$ — время цикла загрузки обмена вагонетки, с

$$T_ц = t_з + t_о,$$

здесь

$t_з$ — время поступления угля в вагонетку, с;
$t_о$ — время обмена вагонетки, с

$$t_з=\frac{60 \cdot q_в}{Q_{гр}}; \qquad (2.15)$$

$$t_о=\frac{L_м}{V}. \qquad (2.16)$$

где

$Q_{гр}$ — величина поступающего в вагонетки грузопотока, т/мин;
$L_м$ — расстояние, на которое перемещается состав при обмене вагонеток, м;
V — скорость перемещения вагонетки, м/с.

С учетом значений $t_з$ и $t_о$:

$$Q_{оп}=\frac{60 \cdot q_в}{\frac{60 \cdot q_в}{Q_{гр}}+\frac{L_м}{V}}, \text{ т/мин}, \qquad (2.17)$$

2.2.15. Пропускная способность погрузочного пункта рассчитывается по формуле:

$$Q_{пп}=\frac{60 \cdot q_в}{\frac{60 \cdot q_в}{Q_{гр}}+\frac{L_м}{V}+T_{ос}}, \text{ т/мин}, \qquad (2.18)$$

где

$T_{пс}$ — время обмена состава, с.

2.3. Расчет пропускной способности подъемных установок

2.3.1. Пропускная способность подъемных установок шахты по выдаче угля принимается равной:

$$A = \sum_{i=1}^{n} A_{ic} + \sum_{j=1}^{m} A_{jк}, \text{ т/сут}, \qquad (2.19)$$

где

n, m — соответственно количество скиповых и клетевых подъемных установок на шахте по выдаче угля;

A_{ic} — пропускная способность i-го скипового угольного подъема, т/сут;

$A_{jк}$ — пропускная способность j-го клетевого подъема, занятого выдачей угля, т/сут.

2.3.2. Пропускные способности A_{ic} и $A_{jк}$ рассчитываются по формулам:

$$A_{ic} = \frac{Q_{ic}}{K_{н.с}}, \text{ т/сут} \qquad (2.20)$$

$$A_{jк} = \frac{Q_{jк}}{K_{н.к}} \text{ т/сут},$$

где

Q_{ic}, $Q_{jк}$ — соответственно техническая производительность i-го угольного скипового Q_c и j-го клетевого $Q_к$ подъемов, т/сут;

$K_{н.с}$ — коэффициент неравномерности работы скипового угольного подъема, равный 1,5 при отсутствии под стволом аккумулирующего бункера; при наличии бункера $K_{н.с}$ определяется по результатам хронометражных наблюдений;

$K_{н.к}$ — коэффициент неравномерности работы клетевого угольного подъема, принимается равным 1,5.

2.3.3. Техническая производительность скипового и клетевого подъемов рассчитывается по формулам:

$$Q_{оп}=\frac{60 \cdot q_в}{т}, \text{ т/мин} \qquad (2.14)$$

$$Q_с = \frac{3600 \cdot T_{р.с.} \cdot n_с}{T_{ц.с}} \cdot q_с, \text{ т/сут;} \qquad (2.21)$$

$$Q_к = \frac{3600 \cdot T_{р.к} \cdot n_к}{T_{ц\,к}} \cdot q_к, \text{ т/сут,} \qquad (2.22)$$

где

$q_с$, $q_к$ — соответственно грузоподъемность скипа и клети по углю, т;
$n_в$ — количество загружаемых в клеть вагонеток;
$q_в$ — грузоподъемность вагонетки по углю, т;
$T_{ц.с}$, $T_{ц.к}$ — продолжительность цикла движения скипа и клети, с;
$T_{р.с}$, $T_{р.к}$ — продолжительность работы скипового и клетевого подъемов в сутки, час;
$n_с$, $n_к$ — количество скипов и клетей подъемных установок ($n_с = 1$ для односкипового подъема с противовесом и $n_с = 2$ для двухскипового подъема).

2.3.4. Продолжительность цикла движения подъемных сосудов

$$T_ц\ (T_{ц.с},\ T_{ц.к})$$

рассчитывается по формуле:

$$T_ц = 2(aV_т + \frac{H - b}{V_т} + C_1 + t_п), \text{ с,} \qquad (2.23)$$

где

$V_т$ — максимально допустимая скорость движения подъемного сосуда, м/с;
H — высота подъема, м;
$t_п$ — продолжительность паузы для загрузки-разгрузки подъемного сосуда, с (определяется по табл. 2.1 и 2.2)

Таблица 2.1.

Продолжительность паузы при загрузке-разгрузке угольного скипа

Вместимость скипа, м³	До 4	5	7	8	9,5	11	15	17	19	20	25	35
Пауза, с	7	8	9	10	11	12	15	17	19	20	25	35

Таблица 2.2

Продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток в одном этаже клети

Длина клети, м	Пауза, с
До 2,55	20
3,1	25
4,5	30
Свыше 4,5	40

При двухэтажных клетях с одноэтажными приемными площадками и постоянном радиусе органа навивки продолжительность паузы для обмена вагонеток удваивается и добавляется 10 с на перестановку клети (для машин типа БЦК—20 с). При использовании агрегатов с комбинированными посадочными устройствами (качающиеся площадки и выдвижные кулаки) пауза увеличивается на 8 с для каждого этажа.

Величины a, b, c_1 определяются в зависимости от параметров тахограммы движения по формулам:

$$a = \frac{1}{2}\left(\frac{1}{a_y} + \frac{1}{a_з}\right),\ с^2/м; \qquad (2.24)$$

$$b = h_1 + h_2 - \frac{1}{2}\left(\frac{V_1}{a_y} - \frac{V_2^2}{a_з}\right) + \frac{1}{2\rho}(a_y V_1 + a_з V_2),\ м \qquad (2.25)$$

$$c_1 = \frac{h_1}{V_1} + \frac{h_2}{V_2} + \frac{1}{2\rho}(a_y + a_з) - \frac{V_1}{a_з} - \frac{V_2}{a_з} + \frac{1}{2}\left(\frac{V_1}{a_1} + \frac{V_2}{a_2}\right),\ с, \qquad (2.26)$$

где

a_y, $a_з$ — соответственно ускорение и замедление движения подъемного сосуда, $м/с^2$;

h_1, h_2 — длина пути равномерного движения (путь дотяжки) сосуда соответственно с пониженными скоростями движения V_1 и V_2, м;

ρ — рывок при переходе с равноускоренного (равнозамедленного) движения к равномерному и наоборот, $м/с^3$; в расчетах значение рекомендуется принимать не более 1 $м/с^3$;

a_1, a_2 — ускорение трогания с места и замедление стопорения, $м/с^2$.

2.3.5. Продолжительность цикла движения клети при выполнении вспомогательных операций и спуске-подъеме рабочих определяется:

— при спуске оборудования в вагонетках и на площадках, а также материалов (леса, бетона, цемента, инертной пыли и др.); принимается равной продолжительности цикла движения клети при выдаче породы ($T_{ц.м} = T_{ц.п}$);

— при спуске-подъеме крупногабаритного оборудования (в том числе длинномеров)

$$T_{ц.об} = 2(a \cdot V_{об} + \frac{H - b}{V_{об}} + C_1 + t_{п.об}),\ с, \qquad (2.27)$$

где

$V_{об}$, $t_{п.об}$ — соответственно скорость спуска-подъема оборудования (м/с) и продолжительность паузы при загрузке-разгрузке клети (с); принимается согласно утвержденному главным инженером шахты проекту выполнения работ;

— при спуске взрывчатых материалов (ВМ)

$$T_{ц.ВМ} = 2\,(a \cdot V_{ВМ} + \frac{H - b}{V_{ВМ}} + C_1 + 80),\ с, \qquad (2.28)$$

где

$V_{ВМ}$ — скорость спуска ВМ (не более 2 м/с);

— при спуске-подъеме рабочих

$$T_{ц.раб} = 2\,(a \cdot V_{раб} + \frac{H - b}{V_{раб}} + C_1 + t_{п.раб}),\ с, \qquad (2.29)$$

где

$V_{раб}$ — скорость движения клети при спуске-подъеме рабочих, м/с;

$t_{п.раб}$ — продолжительность паузы для выхода и посадки людей в клеть, с; рассчитывается по формулам:

для одноэтажных клетей с двухэтажными посадочными площадками

$$t_{п.раб} = 5S_э + 10,\ с; \qquad (2.30)$$

для двухэтажных клетей с одноэтажными посадочными площадками

$$t_{п\ раб} = 10S_э + 25,\ с, \qquad (2.31)$$

где

$S_э$ — *полезная площадь пола одного этажа клети, численно* равная произведению внутренней ширины клети на ее длину и уменьшенная на 0,4 м^2;

— при спуске-подъеме инспекторского персонала

$$T_{ц.инс} = T_{ц.раб},\ с. \qquad (2.32)$$

2.3.6. Продолжительность работы скиповой ($T_{р.с}$) и клетевой ($T_{р.к}$) подъемных установок в сутки определяется по формулам:

$$T_{р.с} = 24 - T_{т.о},\ ч; \qquad (2.33)$$

$$T_{р.к} = 24 - T_{т.о} - T_{в\ о},\ ч, \qquad (2.34)$$

где

$T_{т.о}$ — продолжительность технического обслуживания подъемной установки в рабочий день, ч,

$$T_{т\ о} = \frac{n_{см} \cdot T_{то1} + T_{то2}}{60},\ ч. \qquad (2.35)$$

где

$n_{см}$ — количество смен по добыче угля;

$T_{то1}$ — продолжительность ежесменного технического обслуживания шахтной подъемной установки, мин. $T_{то1} \approx 20 + 30$ мин;

$T_{то2}$ — продолжительность ежесуточного технического обслуживания шахтной подъемной установки, мин;

$T_{в.о}$ — суммарная суточная продолжительность работы клетевой подъемной установки при выполнении вспомогательных операций и спуска-подъема людей, ч; рассчитывается по формуле:

$$T_{в.с} = \frac{1}{3600}(N_м T_{ц.м} + N_{об}\, T_{ц.об} + N_{ВМ}\, T_{ц.ВМ} + N_{раб}\, T_{ц.раб} + N_{инс}\, T_{ц.инс}) + t_{пр},\ ч, \qquad (2.36)$$

где

$N_м$, $N_{об}$, $N_{ВМ}$, $N_{раб}$, $N_{инс}$ —соответственно количество циклов работы подъемной установки при спуске-подъеме материалов, оборудования, ВМ, рабочих и инспекторского персонала.

2.3.7. Значения $N_м$, $N_{об}$, $N_{ВМ}$, $N_{инс}$ определяются исходя из потребности в материалах, оборудовании и периодичности посещений инспекторского персонала.

2.3.8. Значение $N_{раб}$ рассчитывается по формуле:

$$N_{раб} = \frac{A_{раб} + A_{о.раб}}{5S_э \cdot n_э \cdot n_к}, \qquad (2.37)$$

где

$A_{о\,раб}$ — общее число рабочих, спускаемых в шахту за $n_{см}$, чел;

$A_{раб}$ — максимальное число рабочих, спускаемых в шахту в наиболее загруженную смену, чел;

$n_э$ — количество этажей клети.

2.3.9. Значение $T_{ц\,раб}$ должно быть таким, чтобы выполнялось условие

$$\frac{T_{ц\,раб} \cdot A_{раб}}{5S_э \cdot n_э \cdot n_к} \le 2400 \text{ с (40 мин)}. \qquad (2.38)$$

$t_{пр}$ — продолжительность времени простоя подъемной установки, вызванного ожиданием прихода и подъема на поверхность рабочих, закончивших смену, ч; рассчитывается по формуле:

$$t_{пр} = 0{,}833(n_{см} - 1), \text{ ч} \qquad (2.39.)$$

2.4. Расчет технических возможностей шахты по вентиляции

2.4.1. Под техническими возможностями шахты по вентиляции понимается максимально возможный годовой (суточный) объем добычи угля, который может быть обеспечен необходимым расходом воздуха в горных выработках с учетом требований ПБ и ПТЭ и осуществления в планируемом периоде мероприятий по совершенствованию вентиляции и способов управления газовыделением.

2.4.2. Расчет технических возможностей шахты по вентиляции на планируемый год выполняется для каждой группы одновременно действующих в соответствии с графиком ввода-выбытия очистных выработок.

2.4.3. Основой для расчетов технических возможностей шахты по вентиляции служат календарные планы развития горных работ, графики ввода-выбытия очистных выработок, схема вентиляции шахты, материалы последней депрессионной съемки, характеристики фактических режимов работы главных вентиляционных установок, а также параметры, характеризующие метанообильность и эффективность дегазации выемочных участков и тупиковых выработок за последние 12 месяцев, предшествующих расчету (для выработок с меньшим сроком действия — с начала их работы).

2.4.4. Расчет технических возможностей шахты по вентиляции на планируемый год $A_{ш.в}$ (т/год) выполняется по формуле:

$$A_{ш.в} = \sum_{j=1}^{n_{гр}} T_j \sum_{i=1}^{n_j} A_{ij} + A_т, \qquad (2.40)$$

где

j — порядковый номер группы одновременно действующих в планируемом году очистных выработок;

$n_{гр}$ — число таких групп;

T_j — длительность работы j-ой группы забоев в течение года, сут;

i — порядковый номер очистной выработки в группе;

A_{ij} — технически возможная по вентиляции нагрузка на i-ю очистную выработку в j-ой группе одновременно действующих в течение года выработок, т/сут;

$A_т$ — добыча из подготовительных выработок в планируемом году, т/год.

2.4.5. Технически возможная по вентиляции нагрузка на очистную выработку определяется по формулам (2.41) и (2.42):

$$A = \begin{cases} A_{pij}, \text{ если } Q_{ожij} \geq Q_{pij} \\ A_{pij}\left(\dfrac{Q_{ожij}}{Q_{pij}}\right)^b, \text{ если } Q_{minij} \leq Q_{ожij} \leq Q_{pij} \\ 0, \text{ если } Q_{ожij} < Q_{minij} \end{cases} \qquad (2.41)$$

Здесь A_{pij} — расчетная нагрузка на i-ый очистной забой, действующий в j-ой группе, т/сут

$$A_{pij} = \min \{A_{мij}, A_{гij}\}, \qquad (2.42)$$

где

$A_{мij}$ — максимально возможная нагрузка по условиям механизации, т/сут;

$A_{гij}$ — максимально допустимая по газовому фактору нагрузка, т/сут.

Максимальные значения нагрузок по условиям механизации и газовому фактору рассчитываются в соответствии с действующими в настоящее время нормативными документами. При этом время работы очистной выработки на пластах, опасных по внезапным выбросам принимается в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа».

$Q_{ожij}$ — ожидаемый расход воздуха в очистной выработке (на участке) в планируемом году, $м^3$/мин; определяется путем прогнозного расчета воздухораспределения в вентиляционной сети на ЭВМ с помощью программы,

Q_{pij} — расход воздуха, необходимый для проветривания очистной выработки (участка) при нагрузке A_{pij}, $м^3$/мин. Определяется в соответствии с «Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт [8]

Q_{minij} — минимально допустимый расход воздуха в очистной выработке (на участке), $м^3$/мин. Принимается как наибольший из расходов воздуха, рассчитанных по всем факторам, кроме метановыделения в соответствии с разделом 7 «Руководства...»,

b — параметр, характеризующий неравномерность метановыделения в бассейнах, месторождениях, (b = 1,87 + 2,04), принимается в соответствии с разделами 6 и 7 «Руководства...»

В зависимости от схемы проветривания участка, значений ожидаемого метановыделения в очистной выработке ($J_{оч}$) и на участке ($J_{уч}$), а также коэффициента утечек воздуха через выработанное пространство ($K_{ут.в}$), при определении Q_{pij}, $Q_{ожij}$ и Q_{minij} необходимо брать дан-

ные по очистной выработке или участку в соответствии с рекомендациями п. 6.2 раздела 6 и раздела 7 «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт».

2.4.6. Длительность работы в течение года j-ой группы одновременно действующих очистных выработок T_j определяется по графику ввода-выбытия очистных забоев. В случае его изменения из-за уменьшения нагрузок по условиям вентиляции производится корректировка величин T_j с учетом запасов выемочных столбов, нагрузок на очистные забои и мероприятий по их повышению.

2.4.7. Добыча из подготовительных выработок $A_т$ в планируемом году определяется исходя из фактического соотношения на шахте добычи из очистных и подготовительных выработок

$$A_т = \frac{A_{тф}}{A_{оч\,ф}} \sum_{j=1}^{n_{гр}} T_j \sum_{i=1}^{n_j} A_{ij}\ ,\ т/год \qquad (2.43)$$

где

$A_{тф}$, $A_{оч.ф}$ — фактические значения добычи соответственно из подготовительных и очистных выработок на шахте в году, предшествующем отчетному, т/год.

2.4.8. При проведении расчетов для негазовых шахт в формуле (2.41) следует принимать $Q_{pij} = Q_{minij}$.

2.4.9. Для определения резерва технических возможностей шахты по вентиляции рассчитываются технические возможности вентиляционной системы $A_{в.с}$, под которыми понимается потенциально возможный годовой (суточный) объем добычи угля, соответствующий максимальному уровню вентиляционного обеспечения шахты, рассчитанный с учетом осуществления в планируемом году мероприятий по совершенствованию вентиляции, являющихся составной частью мероприятий по техническому перевооружению шахты.

2.4.10. Технические возможности вентиляционной системы шахты рассчитываются по формулам (2.41), (2.42), (2.43), где в качестве расчетной нагрузки принимается максимально допустимая по газовому фактору $A_{pij} = A_{гij}$.

2.4.11. Величина резерва технических возможностей шахты по вентиляции определяется по формуле:

$$A_{р\ ш\ в} = A_{в.с} - A_{ш.в} \qquad (2.44)$$

2.5. Расчет пропускной способности технологического комплекса поверхности шахты

2.5.1. Принципиальная схема технологического комплекса поверхности приведена на рис. 2. На ее основе составляется технологическая схема для конкретной шахты, рассчитывается производительность всех звеньев комплекса и выявляются «узкие» места.

2.5.2. Производительность ленточного конвейера определяется по формуле

$$Q_{л.к} = 320\ B_л^2 \cdot v_л \cdot \gamma \cdot \Psi_{л.к}\ ,\ т/ч, \qquad (2.45)$$

где

$B_л$ — ширина ленты, м;
$v_л$ — скорость движения ленты, м/с;
γ — насыпная плотность угля, т/м^3;
$\Psi_{л.к}$ — коэффициент уменьшения площади сечения потока угля из-за наклона конвейера и возможности скатывания груза; в условиях конкретных шахт $\Psi_{л.к} = 0{,}85 + 0{,}95$.

Значения $B_л$, $v_л$ принимаются по паспорту или хронометражным наблюдениям, γ — по данным шахты.

2.5.3. Производительность скребкового конвейера рассчитывается по формуле

$$Q_{с.к.} = 3600 F_{ж.с} \cdot v_с \cdot \gamma \cdot \Psi_{с.к}, т/ч, \qquad (2.46)$$

где

$F_{ж.с}$ — площадь полезного сечения желоба, м^2;
$v_с$ — скорость движения цепи, м/с;
$\Psi_{с.к}$ — коэффициент заполнения желоба.

Значения $F_{ж.с}$ и $v_с$ принимаются по паспорту или по результатам замеров, а $\Psi_{с.к}$ — по результатам замеров ($\Psi_{с.к} = 0{,}6 + 0{,}99$).

2.5.4. Производительность качающегося питателя определяется по формуле

$$Q_{к.п} = 3600\ B_{к.п} \cdot h_{к.п} \cdot S_{к.п} \cdot n_{о.к.п} \cdot \gamma \cdot \Psi_{кп}, т/ч, \qquad (2.47)$$

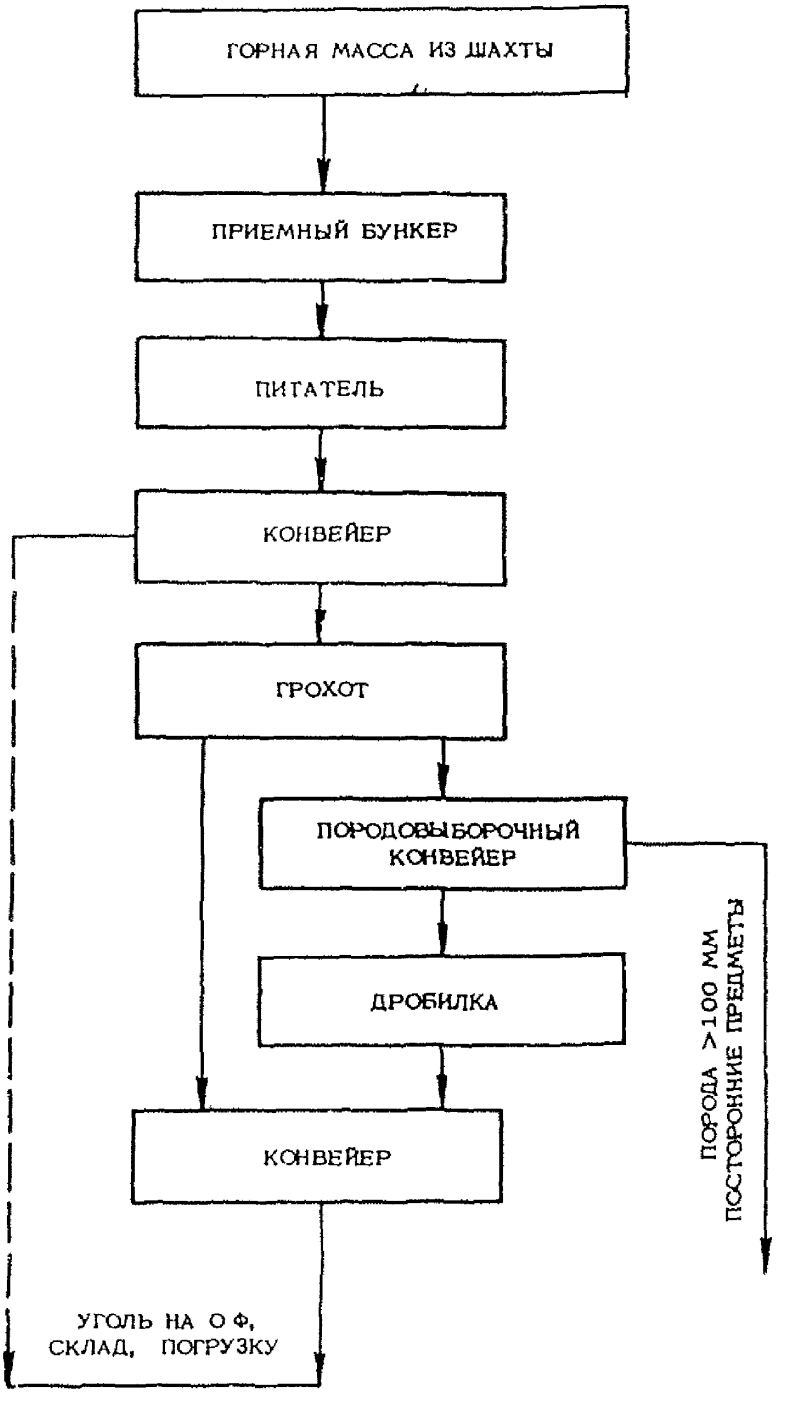


РИС. 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА УГОЛЬНОГО КОМПЛЕКСА В НАДШАХТНОМ ЗДАНИИ.

где

$B_{к.п}$ — расстояние между неподвижными бортами (ширина лотка), м;

$h_{к.п}$ — высота неподвижных бортов, м;

$S_{к.п} = 2r$ — ход лотка, равный двойному радиусу r кривошипа, м;

$n_{о.к.п}$ — частота вращения эксцентрика, об/с;

$\Psi_{к.п}$ — коэффициент заполнения лотка (коэффициент подачи); $\Psi_{к.п} = 0{,}7 + 0{,}9$.

Значения $B_{к.п}$, $h_{к.п}$, $S_{к.п}$, r и $n_{о.к.п}$ принимаются по паспорту.

Значения $\Psi_{к.п}$, близкие к единице, принимаются для мелкокускового хорошо подвижного материала и для питателей с наклонным столом.

2.5.5. Производительность вибрационного питателя $Q_{в.п}$ рассчитывается по формуле

$$Q_{в.п} = 3600\, B_{в.п} \cdot h_{в.п} \cdot n_{о.в.п} \cdot S_{в.п} \cdot \gamma \cdot \Psi_{в.п},\ т/ч, \qquad (2.48)$$

где

$B_{в.п}$ — ширина лотка, м;

$h_{в.п}$ — фактическая высота слоя материала в лотке, м;

$n_{о.в.п}$ — число колебаний лотка в секунду;

$S_{в.п}$ — двойная амплитуда колебания лотка, м;

$\Psi_{в.п}$ — коэффициент заполнения сечения; $\Psi_{в.п} = 0{,}62 + 0{,}7$.

Значения $B_{в.п}$, $n_{о.в.п}$, $S_{в.п}$ принимаются по паспорту, $h_{в.п}$, $\Psi_{в.п}$ — по данным замеров.

2.5.6. Производительность пластинчатого питателя определяется по формуле

$$Q_{п.п} = 3600\, B_{п.п} \cdot h_{п.п.} \cdot v_{п.п} \cdot \gamma \cdot \Psi_{п.п},\ т/ч, \qquad (2.49)$$

где

$B_{п.п}$ — расстояние между бортами питателя, м;

$h_{п.п}$ — высота бортов, м;

$v_{п.п}$ — скорость движения потока, м/с;

$\Psi_{п.п}$, — коэффициент заполнения сечения ленты; $\Psi_{п.п} = 0{,}6 + 0{,}8$.

Значения $B_{п.п}$, $h_{п.п}$, $v_{п.п}$ — принимаются по паспорту или по данным замеров.

2.5.7. Производительность ленточного питателя определяется по формуле

$$Q_{л.п} = 3600\ B_{л\,п} \cdot h_{л.п.} \cdot v_{л.п} \gamma \cdot \Psi_{л\,п},\ т/ч, \qquad (2.50)$$

где

$B_{л.п}$ — расстояние между бортами, м;
$h_{л.п}$ — высота слоя материала, м;
$v_{л.п}$ — скорость движения полотна; $v_{л.п} = 0{,}2 + 0{,}5$ м/с;
$\Psi_{л.п}$ — коэффициент заполнения сечения; $\Psi_{л.п} = 0{,}8 + 0{,}9$.

Значения $B_{л.п}$, $h_{л.п}$ принимаются по паспорту или по данным замеров, $v_{л.п}$ и $\Psi_{л.п}$ уточняются на основании замеров.

2.5.8. Пропускная способность желоба определяется по формуле

$$Q_{ж} = 3600\ v_{min} \cdot F_{ж}\ \gamma \cdot \Psi_{ж},\ т/ч, \qquad (2.51)$$

где

v_{min} — наименьшая скорость движения насыпного груза по желобу, м/с;
$F_{ж}$ — площадь сечения желоба, $м^2$;
$\Psi_{ж}$ — коэффициент заполнения желоба; $\Psi_{ж} = 0{,}5 + 0{,}6$ для открытых желобов и $\Psi_{ж} = 0{,}35 + 0{,}5$ для закрытых желобов и труб.

Наименьшая скорость движения сыпучих материалов из бункеров по прямолинейным желобам v_{min} принимается равной v_0 — начальной скорости движения груза по желобу, определяемой по формуле

$$v_0 = v_{min} = K_{п} \cdot \cos\beta \sqrt{v_{ис}^2 + 2gh_{ж}},\ м/с, \qquad (2.52)$$

где

$K_{п}$ — коэффициент, учитывающий потери скорости движения груза при отклонении потока лотком; $K_{п} = 0{,}97 + 0{,}98$;
β — угол отклонения лотком потока насыпного груза, град.;
$v_{ис}$ — скорость истечения материала из выпускного отверстия бункера (скорость движения рабочего органа питателя), м/с;
g — ускорение свободного падения, $м/с^2$;
$h_{ж}$ — высота свободного падения груза, м.

Значения $F_ж$, β, $h_ж$ принимаются по паспорту или данным замеров, $v_{ис}$ определяются по формуле (2.63).

2.5.9. Производительность скреперной установки определяется по формуле

$$Q_{скр} = \frac{3{,}6G \cdot \Psi_{скр}}{\frac{L}{v_р} + \frac{L}{v_х} + t_1 + t_2}, \text{ т/ч}, \qquad (2.53)$$

где

G — грузоподъемность скрепера, кг;

$\Psi_{скр}$ — коэффициент заполнения скрепера; $\Psi_{скр} = 0{,}7 + 0{,}9$;

L — длина пути доставки груза, м;

$v_р$ — средняя скорость движения скрепера при рабочем ходе, м/с;

$v_х$ — средняя скорость движения скрепера при холостом ходе, м/с;

t_1 — затраты времени на переключение с обратного хода на прямой, с;

t_2 — затраты времени на переключение с прямого хода на обратный, с.

Грузоподъемность скрепера при 100%-ном заполнении его объема определяется по формуле

$$G = 1000\, V_{скр} \cdot \gamma\ , \text{ кг}, \qquad (2.54)$$

где

$V_{скр}$ — вместимость скрепера, $м^3$.

Значения L, $v_р$, $v_х$, t_1, t_2, $V_{скр}$ принимаются по паспорту или данным замеров.

2.5 10. Производительность бульдозера при резании и перемещении грунта рассчитывается по формуле

$$Q_б = \frac{3600\, V_ф \cdot K_в K_{укл}}{T_ц}\ м^3/ч, \qquad (2.55)$$

где

$K_в$ — коэффициент использования бульдозера во времени; $K_в = 0{,}85 \div 0{,}9$;

$K_{укл}$ — коэффициент, учитывающий уклон; при уклоне вниз, равном 0—15°, $K_{укл} = 1{,}0 + 2{,}25$; при подъеме вверх, равном 0—15°, $K_{укл} = 1{,}0 + 0{,}5$;

$T_ц$ — продолжительность цикла,

$$T_ц = \frac{\ell_р}{V_р} + \frac{\ell_п}{V_п} + \frac{\ell_о}{V_о} + t_с + t_о + 2t_п, \text{ с}, \qquad (2.56)$$

$\ell_р$, $\ell_п$, $\ell_о$ — длина пути резания, перемещения грунта и обратного хода бульдозера, м ($\ell_р = 5 + 7$ м);

$V_р$, $V_п$ и $V_о$ — соответственно скорости бульдозера при резании, перемещении грунта и обратном ходе; определяются по хронометражным данным, м/с;

$t_с$, $t_о$, $t_п$ — соответственно затраты времени на переключение передачи, опускание отвала и поворот трактора, с; определяются по хронометражным данным.

Объем перемещаемой массы $V_ф$ определяется по формуле

$$V_ф = \frac{L_б \cdot H_б^2}{2k_1}, \text{ м}^3, \qquad (2.57)$$

где

$L_б$ — длина отвала, м;

$H_б$ — высота отвала, м;

k_1 — коэффициент, зависящий от отношения $\frac{H_б}{L_б}$ (принимается по табл. 2.3).

Значения $L_б$, $H_б$ принимаются по паспорту или по данным замеров

Таблица 2 3

Значения коэффициента K_1

Отношение длины отвала к его высоте $\frac{H_б}{L_б}$	K_1
0,15	1,10
0,30	1,15
0,35	1,20
0,40	1,30
0,45	1,50

2.5.11. Производительность ковшового элеватора определяется по формуле

$$Q_{эл} = 3{,}6 \frac{i}{a} \cdot v_{эл} \cdot \gamma \cdot \Psi_{эл}, \text{ т/ч}, \qquad (2.58)$$

где

i — вместимость ковша, л;
a — расстояние между ковшами, м;
$v_{эл}$ — скорость движения ковша, м/с;
$\Psi_{эл}$ — коэффициент заполнения ковша; для ленты и ковша округленной глубокой формы $\Psi_{эл} = 0{,}6$; для ленты и ковша округленной мелкой формы $\Psi_{эл} = 0{,}4$; для длиннозвенных цепей и ковша треугольной формы $\Psi_{эл} = 0{,}7$; для длиннозвенных цепей и ковша трапециевидной формы $\Psi_{эл} = 0{,}85$.

Значения i, a, $v_{эл}$ принимаются по паспорту или по данным замеров.

2.15.12. Пропускная способность затворов рассчитывается по формуле

$$Q_з = 3600\, v_{ис} \cdot F \cdot \gamma, \text{ т/с}, \qquad (2.59)$$

где

$v_{ис}$ — скорость истечения сыпучего груза из отверстия бункера, м/с;
F — площадь отверстия истечения груза, $м^2$.

Площадь отверстия истечения определяется из выражений:
для круглого отверстия

$$F = \frac{\pi \cdot (D_з - a')^2}{4}, \text{ м}^2, \qquad (2.60)$$

где

$D_з$ — диаметр отверстия бункера, м;
a' —типичный размер куска сыпучей массы, м;

для квадратного отверстия

$$F = (A - a')^2, \text{ м}^2, \qquad (2.61)$$

где

A — размер стороны квадратного отверстия, м;

для прямоугольного отверстия

$$F = (A - a') \cdot (B - a'), \text{ м}^2, \tag{2.62}$$

где

A и B — соответственно ширина и длина отверстия, м.

Скорость истечения сыпучего груза при вертикальной разгрузке бункеров определяется по формуле

$$v_{ис} = \lambda\sqrt{3{,}2gR}\ , \text{ м/с}, \tag{2.63}$$

где

λ — коэффициент истечения груза;
для сортовых углей и антрацитов — $\lambda = 0{,}55 + 0{,}65$,
для рядовых углей и антрацитов — 0,3 + 0,5, для отсевов класса 0—13 мм — 0,2;

g — ускорение свободного падения, м/с^2;

R — гидравлический радиус отверстия истечения,

$$R = \frac{F}{L}, \text{ м}; \tag{2.64}$$

L — периметр выпускного отверстия, определяемый с учетом размеров типичных кусков насыпного груза, м.

Гидравлический радиус отверстия истечения равен:
для круглого отверстия

$$R = \frac{D_3 - a'}{4}, \text{ м}; \tag{2.65}$$

для квадратного отверстия

$$R = \frac{A - a'}{4}, \text{ м}; \tag{2.66}$$

для прямоугольного отверстия

$$R = \frac{(A - a')(B - a')}{2(A + B - 2a')}\ , \text{ м}. \tag{2.67}$$

2.5.13. Результаты расчета производственной мощности шахты сводятся в таблицу, форма которой приведена ниже в табл. 2.4. *

Таблица 2.4

Сводные показатели расчета производственной мощности шахты

Показатели	Фактически за отчетный год	Принято при расчете производственной мощности		
		до ликвидации «узких» мест	после ликвидации «узких» мест	в среднем за год
Балансовые запасы на 01 01 19 г, тыс т				
Промышленные запасы на 01 01 19 г, тыс т				
в т ч готовые к выемке, тыс т				
Добыча угля, $\frac{\text{тыс т/год}}{\text{т/сут}}$				
Число рабочих дней в году				
Среднедействующее число очистных забоев				
всего				
в том числе резервных				
Среднесуточная нагрузка на действующий очистной забой, т.				
всего				
в том числе на резервный забой				
Добыча угля из подготовительных забоев, $\frac{\text{тыс т/год}}{\text{т/сут}}$				
Технические возможности шахты, рассчитанные по горной массе, $\frac{\text{тыс. т/год}}{\text{т/сут}}$				
фронт горных работ,				
подземный транспорт,				
подъем,				
вентиляция,				
технологического комплекса поверхности				
Выход товарного угля, %				
Предлагаемая для установления производственная мощность (товарный уголь), $\frac{\text{тыс т/год}}{\text{т/сут}}$				

3. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ ВЕДУЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХХ ПРОЦЕССОВ (ЗВЕНЬЕВ) УГОЛЬНОГО (СЛАНЦЕВОГО) РАЗРЕЗА

3.1. Расчет производительности подвижного состава железнодорожного транспорта

3.1.1. Годовая производительность парка локомотивов определяется по формулам:

на вскрышных работах

$$П_{л.в} = Q^{см}_{л.в} \cdot N^{р}_{л.в} \cdot n \cdot N_{р.г}, \text{ м}^3; \quad (3.1)$$

на добычных работах

$$П_{л.д} = Q^{см}_{л.д} \cdot N^{р}_{л.д} \cdot n \cdot N_{р.г}, \text{ м}^3; \quad (3.2)$$

где

$Q^{см}_{л.в}$, $Q^{см}_{л.д}$ — средневзвешенная сменная производительность локомотивосостава на вскрышных и добычных работах, $м^3$ (т);

$N^{р}_{л.д}$, $N^{р}_{л.д}$ — рабочий парк локомотивов на вскрышных и добычных работах;

n — число смен работы транспорта в сутки;

$N_{р.г}$ — число дней работы разреза в году,

$$N_{р.г} = N_к - N_{праз} - N_{кл},$$

$N_к$ — количество календарных дней в году;

$N_{праз}$ — количество праздничных дней в году;

$N_{кл}$ — количество дней простоя по климатическим условиям.

Количество локомотивов в работе определяется по формуле

$$N^{р}_{л} = N^{с}_{л} \cdot K^{л}_{тг} - N_{хоз} - N_{рез}, \quad (3.3)$$

где

$N^{с}_{л}$ — инвентарный парк локомотивов;

$K^{л}_{т\,г}$ — коэффициент технической готовности локомотивов; определяется расчетным методом с учетом всех видов ремонтов и их продолжительности.

$N_{хоз}$ — количество локомотивов, занятых на хозяйственных перевозках, рассчитывается по объему перевозки груза. Если перевозки хозяйственных грузов осуществляются спецлокомотивами, то $N_{хоз} = 0$;

$N_{рез}$ — количество локомотивов, находящихся в резерве,

$$N_{рез} = (0{,}05 + 0{,}10)\ N^{с}_{л}.$$

Сменная производительность локомотивосоставов для отдельных забоев определяется на основе ЕНВ [17] по формулам:

для вскрышных работ

$$Q^{см}_{л\,в} = \frac{T_{см} - T_{п\,з} - T_{т\,о} - T_{л\,н}}{T_{р\,в}} \cdot V_{вс},\ м^3; \qquad (3.4)$$

для добычных работ

$$Q^{см}_{л.д} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{т.о} - T_{л.н}}{T_{р.д}} \cdot V_{уг} \cdot \gamma,\ т, \qquad (3.5)$$

где

$T_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$T_{п.з}$ — затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин (определяются по ЕНВ, табл. 36);

$T_{т.о}$ — продолжительность технического обслуживания, мин (ЕНВ, табл. 36);

$T_{л.н}$ — затраты времени на личные надобности, мин (ЕНВ, табл. 36);

$T_{р.в}$, $T_{р.д}$ — продолжительность рейса локомотивосостава соответственно на вскрышных и добычных работах, мин;

$V_{вс}$, $V_{уг}$ — вместимость локомотивосостава по горной массе соответственно на вскрышных и добычных работах, $м^3$, в плотном теле (целике);

γ — плотность угля в целике, $т/м^3$.

Продолжительность рейса локомотивосостава определяется по формуле

$$T_р = T_{п.с} + T_{дв} + T_{раз} + T_з + T_т,\ мин, \qquad (3.6)$$

где

$T_{п.с}$ — продолжительность погрузки локомотивосостава, мин;
$T_{дв}$ — продолжительность движения локомотивосоставов за один рейс, мин (ЕНВ, табл. 37);
$T_{раз}$ — продолжительность разгрузки состава, мин (ЕНВ, табл. 38):
$T_з$ — длительность задержек состава у стрелок, светофоров и на скользящих съездах, мин (ЕНВ, табл. 38);
$T_т$ — затраты времени на опробование тормозов, мин (ЕНВ, табл. 38).

К расчету прилагаются схемы путевого развития с указанием расстояний между станциями, постами, пунктами погрузки и разгрузки, а также величины руководящих уклонов.

Для каждого отвального и забойного экскаватора по схемам путевого развития подготавливаются исходные данные для определения расстояния транспортирования (табл. 3.1 и 3.2).

Таблица 3.1

Исходные данные для определения расстояния транспортирования от породной станции до отвальных экскаваторов

Тип и номер отвального экскаватора	Место обмена составов (пост, станция)	Длина фронта работ, м	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования до середины фронта работ, м	
				от обменного пункта	от оси станции «Породная»

На основе данных табл. 3.1 и 3.2 по ЕНВ определяется и заносится в табл. 3.3 сменная производительность локомотивосостава в зависимости от его вместимости. При отсутствии данных сменная производительность локомотивосостава рассчитывается по формулам (3.4) — (3.6). Особые условия работы учитываются поправочными коэффициентами, предусмотренными ЕНВ.

На основе значений производительности локомотивосостава, полученных для отдельных забоев, определяется сменная средневзвешенная по объемам производительность локомотивосоставов.

Таблица 3 2

Исходные данные для определения расстояния транспортирования от забойных экскаваторов до пунктов разгрузки

Тип и номер забойного экскаватора	Место работы (уступ, горизонт)	Категория пород и ее доля в общем объеме, %	Длина фронта работ, м	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования от середины фронта работ, м		Общее расстояние транспортирования, м
					до обменного пункта	до станции «Породная»	

Таблица 3.3

Сводная таблица расчета норм выработки на транспортирование породы и угля

Тип и номер экскаватора	Место работы (уступ, горизонт, отвал)	Категория пород и доля каждой из них в общем объеме, %	Вид заезда (прямой, тупиковый)	Расстояние транспортирования, м	Норма выработки по ЕНВ, м³/смену
1	2	3	4	5	6

Продолжение табл 3 3

Поправочные коэффициенты, предусмотренные ЕНВ			Суммарный поправочный коэффициент	Расчетная норма, м³/смену	Принимаемая норма, м³/смену
7	8	9	10	11	12

3.1.2. Годовая производительность парка думпкаров на вскрышных работах определяется по формуле

$$П_{д.в} = Q^{см}_{л.в} \cdot N_{с.д} \cdot п \cdot N_{р.г}, \text{ м}^3. \quad (3.7)$$

При вывозке угля в вагонах, принадлежащих разрезу, годовая производительность парка угольных вагонов определяется по формуле

$$П_{у.в} = Q^{см}_{л.д} \cdot N_{с.у} \cdot п \cdot N_{р.г}, \text{ т}, \quad (3.8)$$

где

$Q^{см}_{л.в}$, $Q^{см}_{л.д}$ — сменная средневзвешенная производительность локомотивосоставов на вскрышных и добычных работах, $м^3$ (т);

$N_{с.д}$, $N_{с.у}$ — количество локомотивов, которые можно сформировать из рабочего парка думпкаров (угольных вагонов).

Количество локомотивосоставов для вывозки породы определяется по формуле

$$N_{с.д} = \frac{N^{р}_{д}}{п_{д}}, \quad (3.9)$$

где

$N^{р}_{д}$ — рабочий парк думпкаров;

$п_{д}$ — количество думпкаров в составе.

Количество думпкаров в работе определяется по формуле

$$N^{р}_{д} = N_{д} \cdot K^{д}_{т.г} - (N^{д}_{хоз} + N^{д}_{рез}), \quad (3.10)$$

где

$N_{д}$ — инвентарный парк думпкаров;

$K^{д}_{т.г}$ — коэффициент технической готовности думпкаров; определяется расчетным методом с учетом всех видов ремонтов и их продолжительности;

$N^{д}_{хоз}$, $N^{д}_{рез}$ — количество думпкаров, используемых на хозяйственных работах и находящихся в резерве (не более 5% рабочего парка).

Количество составов, которые можно сформировать из угольных вагонов, определяется по формуле

$$N_{с.у} = \frac{N^{р}_{у}}{п_{у.в}}, \quad (3.11)$$

где

$N^{р}_{у}$—рабочий парк угольных вагонов;

$n_{у.в}$ — количество угольных вагонов в составе.

Количество угольных вагонов в работе определяется по формуле

$$N^{р}_{у} = N_{у} \cdot K^{у}_{т.г} - (N^{у}_{хоз} + N^{у}_{рез}), \qquad (3.10)$$

где

$N_{у}$ — инвентарный парк угольных вагонов;

$K^{у}_{т.г.}$ — коэффициент технической готовности угольных вагонов;

$N^{у}_{хоз}$, $N^{у}_{рез}$ — количество угольных вагонов, используемых на хозяйственных перевозках и находящихся в резерве (не более 5% рабочего парка).

Коэффициент технической готовности локомотивов и думпкаров, т. е. работоспособного состояния в течение года, определяется на основании норм пробега между ремонтами и сроков простоя в ремонтах (табл. 3.4) или нормативного процента неисправного подвижного состава для соответствующего объединения с учетом мощности ремонтных служб.

Таблица 3 4

Нормы пробега между ремонтами и сроки простоя в ремонтах подвижного состава

Виды ремонта	Ед. изм	Пробег между ремонтами	Простой в ремонте
Тепловозы всех серий			
Заводской ремонт	секц. (шт)	9 лет	25 сут.
Подъемочный ремонт	—"—	3 года	10 сут
Большой периодический	—"—	1 год	5 сут.
Малый периодический	—"—	3 мес.	2 сут
Профилактический ремонт	—"—	20 сут.	8 час
Технический осмотр	—"—	1 сут	1 час
Тяговые агрегаты ОПЭ-1			
Заводской ремонт	лок	6 лет	25 сут
Подъемочный ремонт	— '—	3 года	10 сут
Большой периодический	— —	1 год	5 сут
Малый периодический	— —	3 мес	2 сут
Профилактический ремонт	— —	15 сут	11 час
Технический осмотр	— —	1 сут	1 час

Продолжение табл 3 4

Виды ремонта	Ед изм	Пробег между ремонтами	Простой в ремонте
Тяговые агрегаты ПЭ-2М			
Заводской ремонт	лок	6 лет	15 сут
Подъемочный ремонт	—'—	3 года	10 сут
Большой периодический	—"—	1 год	5 сут.
Малый периодический	—"—	3 мес	2 сут
Профилактический ремонт	—"—	15 сут	11 час
Технический осмотр	—"—	1 сут	1 час
Полувагоны			
Заводской ремонт	ваг	6 лет	11 сут
Подъемочный ремонт	—"—	2 года	4 сут
Большой периодический	—"—	1 год	2 сут
Малый периодический	—"—	3 мес	1 сут
Профилактический ремонт	—"—	1 мес	12 час
Технический осмотр	—"—	1 сут	14 час
Думпкары			
Заводской ремонт	думп	4* года	8 сут
Деповский ремонт	— —	1 год	3 сут
Профилактический ремонт	— —	2 мес	8 час
Текущий ремонт	— —	1 мес	1 час

* — Первый заводской ремонт после постройки производить через 6 лет

Нормативный процент неисправного подвижного состава для ПО «Экибастузуголь», установленный б. Минуглепромом СССР (протокол от 26.12.79 г.), приведен ниже (табл. 3.5).

Таблица 3 5

Нормативный процент неисправного подвижного состава

Тип оборудования	Нормативный процент неисправного подвижного состава		
	общий	в заводском ремонте	в деповском ремонте
Тепловозы всех серий	13,2	4,8	8,4
Гяговые агрегаты ОПЭ-1 и ПЭ 2М	16,4	5,2	11,2
Думпкары	12,2	8,1	4,1

3.2. Расчет пропускной и провозной способности железнодорожных путей

3.2.1. Пропускная и провозная способность железнодорожных путей определяется для отдельных участков путевого развития.

Производительность разреза по этому звену принимается по пропускной и провозной способностям ограничивающего перегона.

3.2.2. Пропускная способность однопутных перегонов определяется по формуле

$$N' = \frac{1256 - t_{хоз}}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau}, \text{ пар поездов/сут,} \qquad (3.13)$$

где

1256 — продолжительность работы транспорта в сутки с учетом времени на прием-сдачу смены, осмотр и ремонт состава и личные надобности согласно ЕНВ, мин;

$t_{гр}$ — продолжительность движения груженого поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $v_{гр}$ (км/ч), мин;

$$t_{гр} = \frac{60L}{v_{гр}}, \text{ мин,} \qquad (3.14)$$

$t_{пор}$ — продолжительность движения порожнего поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $v_{пор}$ (км/ч), мин;

$t_{хоз}$ — резерв времени на пропуск хозяйственных поездов, путевых машин, техническое обслуживание СЦБ и контактной сети;

$$t_{хоз} = 100 + 120 \text{ мин}$$

Значения $v_{гр}$ и $v_{пор}$ устанавливаются на основе технико-распорядительных актов по предприятиям

$$t_{пор} = \frac{60L}{v_{пор}}, \text{ мин,} \qquad (3.15)$$

2τ —затрат времени на связь между раздельными пунктами, мин: при телефонной связи $\tau = 4 + 6$ мин, при полуавтоматической блокировке $\tau = 2 + 3$ мин, при автоблокировке $\tau = 0$.

При «пакетном» движении по однопутному перегону число поездов равно

$$N_п' = \frac{1256 - t_{хоз}}{Y_1}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.16)$$

где

Y_1 — длительность пропуска «пакета» поездов в обоих направлениях,

$$Y_1 = (t_{гр} + t_{пор} + 2\tau)\, m, \text{ мин;} \qquad (3.17)$$

m — число поездов в «пакете».

Пропускная способность двухпутных перегонов при телефонной связи и полуавтоматической блокировке в обоих направлениях определяется по формулам:

в грузовом направлении

$$N_{гр}'' = \frac{1256 - t_{хоз}}{\tau_{гр} + \tau}, \text{ поездов/сутки,}$$

в порожняковом направлении

$$N_{пор}'' = \frac{1256 - t_{хоз}}{t_{пор} + \tau}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.18)$$

При автоблокировке пропускная способность двухпутных перегонов определяется по формуле

$$N_{гр(пор)}'' = \frac{(1256 - t_{хоз})v_{ср}}{L_{бл}}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.19)$$

где

$v_{ср}$ — средняя скорость движения поезда по блок-участку, км/ч;

$L_{бл}$ — длина блок-участка, км.

Пропускная способность забойного (отвального) пути при маятниковом движении определяется по формуле

$$N_т' = \frac{1256 - t_{хоз}}{T_{обм} + T_{п.с(раз)} + 2\tau}, \text{пар поездов/сутки,} \qquad (3.20)$$

где

$T_{обм}$, $T_{п.с(раз)}$ — затраты времени на обмен, погрузку (разгрузку) локомотивосостава, мин.

Пропускная способность приемно-отправочных путей станции определяется по формуле

$$N_{п.о} = \frac{(1256 - t_{хоз})\rho_{п.о}}{t_з}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.21)$$

где

$\rho_{п.о}$ —число приемно-отправочных путей на станции;

$t_з$ — продолжительность занятия пути одним поездом;

$$t_з = t_{пр} + t_{ст} + t_м + t_{от}, \text{ мин;} \qquad (3.22)$$

$t_{др}$, $t_{ст}$, $t_м$, $t_{от}$ — затраты времени соответственно на прием поезда, его стоянку, маневры и отправление, мин (данные расчетов или хронометражных наблюдений).

При сквозном проезде поездов $t_{ст} = t_м = 0$.

Пропускная способность стрелочных горловин определяется по формуле

$$N_2 = \frac{1256 - t_{хоз}}{t_2}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.23)$$

где

t_2 — продолжительность занятия горловины движущимся поездом, включая маневры, мин (определяется по формуле(3.14).

Для однопутных стрелочных горловин пропускная способность путей определяется по формуле

$$N_{т.с} = \frac{1256 - t_{хоз}}{t_{р.г}}, \text{ пар поездов/сутки,} \qquad (3.24)$$

где

$t_{р.г}$ — продолжительность занятия перегона и раздельного поста;

$$t_{р\,г} = t_{гр} + t_{пор} + \tau_{н.в} + \tau_{ск}, \text{ мин;} \qquad (3.25)$$

$t_{гр}$ — см. формулу (3.14);

$t_{пор}$ — см. формулу (3.15);

$\tau_{н.в}$, $\tau_{ск}$ — соответственно интервалы времени между прибытием поездов при «враждебных» маршрутах и интервалы «скрещения» поездов, мин; определяются по технико-распорядительному акту.

Для двухпутных съездов при отсутствии «враждебных» маршрутов, приема и отправления поездов на раздельных пунктах пропускная способность определяется по формуле (3.18) с учетом наличия автоблокировки. При «враждебности» маршрутов для каждого направления и автоблокировке пропускная способность двухпутных перегонов определяется по формуле

$$N'' = \frac{1256 - T_{вр} - t_{хоз}}{I_2}, \text{ поездов/сутки,} \qquad (3.26)$$

где

$T_{вр}$ — продолжительность занятия горловины раздельного поста поездами «враждебных» маршрутов,

$$T_{вр} = \sum_{i=1}^{n} t_{врi} \cdot n_{врi}, \text{ мин;} \qquad (3.27)$$

$t_{врi}$ — продолжительность занятия стрелочной горловины поездом одного из i-х «враждебных» маршрутов, мин,

$n_{врi}$ — число поездов одного из i-х «враждебных» маршрутов, следующих через раздельный пост;

I_2 — длительность движения поезда по перегону, мин.

3.2.3. Годовая провозная способность железнодорожных перегонов рассчитывается с учетом полезной массы поезда по формуле

$$n_{н} = \frac{N_{пi} \cdot V_{вс}}{10^3 K_{н}} N_{р.г}, \text{ тыс. м}^3 \text{ (тыс. т),} \qquad (3.28)$$

где

$N_{пi}$ — пропускная способность i-го перегона (число поездов в сутки);

$V_{вс}$ — полезная масса поезда, м^3(т);

$N_{р.г}$ — число дней работы разреза (транспорта) в году;

$K_н$ — коэффициент резерва пропускной способности для однопутных перегонов $K_н = 0{,}80$, для двухпутных перегонов $K_н = 0{,}85$.

3.2.4. Годовая провозная способность железнодорожной станции на разрезе определяется по формуле

$$П_{ст} = \frac{(N_{п.о} - N_{хоз})V_{вс}\, N_{р.г}\, K_н}{10^3}, \text{ тыс. м}^3 \text{ (тыс. т)}, \qquad (3.29)$$

где

$N_{п.о}$ — пропускная способность станции (число поездов в сутки);

$N_{хоз}$ — число поездов с хозяйственными грузами, проходящими через станцию в сутки.

Результаты расчетов провозной способности перегонов, породных, отвальных и угольных станций наносятся на путевую схему для определения расчетной производственной мощности разреза по пропускной способности сети железнодорожных путей.

3.3. Расчет производительности средств автомобильного транспорта и провозной способности сети автодорог

3.3.1. Годовая производительность парка автомобилей на вскрышных работах определяется по формуле

$$П_{а.в} = \sum_{i=1}^{N_{а.в}} Q^{в}_{ai} \cdot п \cdot N^{в}_{т_i}, \text{ м}^3. \qquad (3.30)$$

Годовая производительность парка автомобилей на добычных работах определяется по формуле

$$П_{а.д} = \sum_{i=1}^{N_{а.д}} Q^{д}_{ai} \cdot п \cdot N^{д}_{т_i}, \text{ т}. \qquad (3.31)$$

где

$п$ — число смен работы автосамосвала в сутки;

$N_{а\,в}$, $N_{а\,д}$ — списочный парк автосамосвалов по типам (маркам) на вскрышных и добычных работах;

$N^{в}_{т_i}$, $N^{д}_{т_i}$ —*число дней работы в году* i-го *автосамосвала* соответственно по типам на вскрышных и добычных работах. Рассчитывается в соответствии с [12] с учетом типа (марки) автосамосвалов и их технического состояния;

$Q^{в}_{аi}$, $Q^{д}_{аi}$ —среднесменная производительность автосамосвала по типам (маркам) в увязке с группой обслуживаемых экскаваторов соответственно на вскрышных и добычных работах, $м^3$/см (т/см), определяется как средневзвешенная норма по всем экскаваторам обслуживаемой группы для каждого типа (марки) самосвалов.

Сменная производительность автосамосвала на вскрышных ($Q^{в}_{а}$) и добычных ($Q^{д}_{а}$) работах зависит от вместимости его кузова и ковша экскаватора, категории пород, расстояния транспортирования пород от каждой группы экскаваторов. Она принимается по ЕНВ с учетом коэффициента использования грузоподъемности и ряда других предусмотренных поправочных коэффициентов или по материалам «Дополнения к единым нормам выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование» (М., ЦБНТ при НИИтруда б. Госкомтруда СССР, 1985).

В отдельных случаях сменная производительность автосамосвала может быть определена по формулам:

$$Q^{в}_{а} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{пп}}{T_{р.в}} V_{а}, \text{ м}^3; \qquad (3.32)$$

$$Q^{д}_{а} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{пп}}{T_{р.д}} V_{а} \cdot \gamma_1, \text{ т}, \qquad (3.33)$$

где

$T_{пп}$ — затраты времени на движение самосвала от пункта ежедневного осмотра (ЕО) до погрузочного экскаватора и с отвала на пункт ЕО, приходящиеся на одну смену, мин;

$T_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$T_{п.з}$ — затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин;

$T_{л.н}$ — затраты времени на личные надобности, мин;

V_a — объем породы (в плотном теле) в кузове автосамосвала с учетом коэффициента использования грузоподъемности, $м^3$;

$T_{р.в}$, $T_{р.д}$ — продолжительность времени одного рейса автосамосвала соответственно на вскрышных и добычных работах, мин;

γ_1 — плотность породы, $т/м^3$.

Продолжительность рейса автосамосвала определяется по формуле

$$T_р = T_{дв} + T_{п.а} + T_{раз} + T_{у.п} + T_{у.р}, \text{ мин}, \qquad (3.34)$$

где

$T_{дв}$ — продолжительность движения автосамосвала за один рейс, мин;

$T_{п.а}$, $T_{раз}$ — соответственно время погрузки и разгрузки автосамосвала, мин;

$T_{у.п}$, $T_{у.р}$ — соответственно продолжительность времени установки автосамосвала под погрузку и разгрузку, мин.

К расчету прилагается схема расстановки забойных экскаваторов с указанием расстояний откатки от места погрузки до места разгрузки.

Результаты определения сменной нормы выработки по ЕНВ, дополнению к ЕНВ или определенные расчетным путем по формуле (3.33) для отдельных типов (марок) самосвалов, обслуживающих самостоятельные группы экскаваторов, сводятся в табл. 3.6.

Таблица 3 6

Сводный расчет норм выработки на транспортирование пород вскрыши (добычи)

Типы экскаваторов в группе	Количество экскаваторов	Среднее расстояние транспортирования, км	Категория пород и % участия	Норма выработки по ЕНВ, $м^3$/см
1	2	3	4	5

Продолжение табл 3 6

Поправочные коэффициенты на						Расчетная норма выработки, $м^3$/см
тупиковую установку	подъем более 8%	подчистку подъездов бульдозером	состояние автодорог	использование грузоподъемности	пробег на пункт ЕО	
6	7	8	9	10	11	12

3.3.2. Пропускная и провозная способность автомобильных автодорог.

Пропускная способность автодорог, т. е. число автосамосвалов, которое может быть пропущено в одном направлении в течение 1 ч, определяется по формуле

$$n_a = \frac{1000 \cdot v \cdot N_п}{L_Н}, \text{автосамосвалов/ч}, \qquad (3.35)$$

где

v — расчетная скорость движения автосамосвала, км/ч;

$N_п$ — число полос движения;

$L_Н$ — минимальный интервал между автосамосвалами, движущимися один за другим, м. Зависит от качества дороги, видимости, тормозного пути и устанавливается приказом по автопредприятию, обслуживающему разрез.

Провозная способность участка автодороги определяется по формуле

$$П_{ад} = n_a \cdot V_a \cdot T', \ м^3/ч, \qquad (3.36)$$

где

V_a — объем породы (в плотном теле) в кузове автосамосвала, $м^3$;

T' — период времени, за который определяется провозная способность участка дороги, ч.

Полученные значения провозной способности участков наносятся на схему расстановки экскаваторов.

3.4. Расчет производительности экскаваторного парка

3.4.1. Годовая производительность экскаваторного парка определяется по формуле

$$П_{э.год} = Q_{см_1} N_{раб_1} K_{тг_1} + Q_{см_2} N_{раб_2} K_{тг_2} + Q_{см_n} N_{раб_n} K_{тг_n}, \ м^3 \ (т), \qquad (3.37)$$

где

$Q_{см_1}, Q_{см_2}, \ldots, Q_{см_n}$ — сменная производительность каждого экскаватора, $м^3$ (т);

$N_{раб_1}$, $N_{раб_2}$, ..., $N_{раб_n}$ — число смен работы каждого экскаватора в году;

$K_{тг_1}$, $K_{тг_2}$, ..., $K_{тг_n}$ — коэффициенты технической готовности экскаваторов.

Коэффициент технической готовности экскаватора определяется исходя из объемов выполненных работ (наработки на ремонт) и продолжительности ремонтов (табл. 3.7) [13].

Продолжительность отдельных видов ремонта и данные о наработке на восстановление для экскаваторов цикличного и непрерывного действия приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Нормативы периодичности и продолжительности технического обслуживания и ремонта экскаваторов

Тип экскаватора	Наработка на ремонт в приведенных объемах, *млн. м*^{3}			Продолжительность ремонта, сут:				
	капитального	среднего	текущего	капитального	среднего	текущего	месячного	сезонного техн. обслуживания
а) мехлопаты								
ЭКГ-4,6	6,6	3,3	1,1	40	25	12	2	2
ЭКГ-5А	7,2	3,6	1,2	40	25	12	2	2
ЭКГ-4У	6,6	3,3	1,1	60	28	17	3	3
ЭКГ-6,3У	9,0	4,5	1,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-6,3УС	110,8	5,4	1,8	60	28	17	3	3
ЭКГ-8И	10,8	5,4	1,8	60	28	17	3	3
ЭКГ-10УС	15,0	7,5	2,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-12,5	15,0	7,5	2,5	70	35	26	3	3
ЭКГ-16,0	19,0	9,6	3,2	70	35	26	3	3
ЭКГ-20	24,0	12,0	4,0	90	40	28	4	4
б) драглайны								
ЭШ-10/70	15,0	7,5	2,5	62	35	26	3	3
ЭШ-13/50	18,0	9,0	3,0	62	35	26	3	3
ЭШ-15/90	19,2	9,6	3,2	120	50	35	4	4
ЭШ-20/90	22,8	11,4	3,8	120	50	35	4	4
в) роторные								
ЭР-1250	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3

Продолжение табл. 3.7

Тип экскаватора	Наработка на ремонт в приведенных объемах, млн. м^3			Продолжительность ремонта, сут:				
	капитального	среднего	текущего	капитального	среднего	текущего	месячного	сезонного тех. обслуживания
СРс(к)-470	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3
ЭРП-1250	12,0	6,0	3,0	70	45	30	3	3
ЭР-1250Д	14,0	7,0	3,5	70	38	26	3	—
ЭРП-2500	21,0	10,5	3,5	90	55	40	4	3
СРс(К)-2000								
СРс(к)-2000М	27,0	13,5	4,5	90	55	40	4	3
ЭРШРД-5000								
ЭРП-5250	54,0	27,0	9,0	110	80	45	5	3
ЭРШР-1600	60,0	30,0	10,0	100	50	40	5	—

Примечания:

1. Время, необходимое для перегона экскаватора в забой и наладки на оптимальный режим, нормативами не учитывается.
2. Сезонное техническое обслуживание проводится два раза в год; его продолжительность суммируется с продолжительностью месячного ремонта и не увеличивается при совпадении продолжительности капитальных, средних и текущих ремонтов.
3. При транспортировании узлов экскаватора на ремонтную базу (завод) по железной дороге МПС, время нахождения оборудования в пути в продолжительности ремонта не учитывается.

Нормативная среднегодовая продолжительность нахождения экскаватора в капитальном, среднем и текущем ремонтах определяется по формуле

$$N^{к}_{рем} = \frac{\sum N^{к}_{р.ц}}{V_{ц}} V_{г} \cdot к_{э}, \text{ сут}, \qquad (3.38)$$

где

$N^{к}_{р.ц}$ — продолжительность нахождения экскаватора в течение полного ремонтного цикла, сут;

$V_{г}$ — средняя наработка на экскаватор за предшествующий расчету год, млн. м^3;

$V_ц$ — наработка экскаватора между капитальными ремонтами, млн. $м^3$;

$к_э$ — коэффициент, учитывающий условия эксплуатации экскаватора; принимается по табл. 2 [13].

Продолжительность нахождения экскаватора в крупных ремонтах за полный ремонтный цикл определяется по формуле

$$\sum N^к_{р.ц} = N_{тр} + N_{ср} + N_{кр} + N_у, \text{ сут}, \quad (3.39)$$

где

$N_{тр}$ — продолжительность текущего ремонта, сут;

$N_{ср}$ — продолжительность среднего ремонта, сут;

$N_{кр}$ — продолжительность капитального ремонта, сут;

$N_у$ — время, затрачиваемое на транспортирование узлов экскаватора на ремонтную базу по путям МПС и обратно, сут ($N_у = 4$ сут).

Общее нормативное время нахождения каждого экскаватора во всех видах ремонта определяется по формуле

$$N^э_{рем} = N^к_{рем} + N_{тм}\ n_м + N_{т.ос}, \text{ сут}, \quad (3.40)$$

где

$N_{тм}$ — продолжительность месячного ремонта; $N_{тм} = 3$ сут;

$n_м$ — количество месячных ремонтов, которые не совпадают с указанными выше видами ремонта;

$N_{т.ос}$ — продолжительность одного сезонного техобслуживания (второе сезонное техобслуживание совмещается с одним из видов ремонта).

Число рабочих смен экскаватора определяется исходя из принятого режима работы и количества рабочих дней в году.

Число рабочих дней экскаватора в году определяется по формуле

$$N_{раб} = N_к - N_{п.в} - W_{тр} - N_{пер} - N_{кл} - N_{рем}, \text{дней}, \quad (3.41)$$

где

$N_к$ — число календарных дней в году;

$N_{п.в}$ — число праздничных и выходных дней;

$W_{тр}$ — число дней простоя из-за ремонта подъездных путей; принимается согласно графику;

$N_{пер}$ — число дней, затрачиваемых на перегон экскаватора, ожидание фронта работ, простои из-за переключения

$N_{пер}$ — число дней, затрачиваемых на перегон экскаватора, ожидание фронта работ, простои из-за переключения и ремонта ЛЭП, буровзрывных работ;

$N_{кл}$ — число дней простоя из-за климатических условий;

$N_{рем}$ — число дней нормативного времени на ремонт и техническое обслуживание экскаватора.

3.4.2. Сменная производительность экскаваторов принимается по ЕНВ или определяется по приведенным ниже формулам.

При погрузке горной массы в железнодорожные составы

$$Q_{см}^{ж\,д} = \frac{T_{см} - T_{п\,з} - T_{л\,н} - T_{т\,п}}{T_{п.с} + T_{обм}} V_{в\,с},\ м^3/смену\ (т/смену), \qquad (3.42)$$

где

$T_{см}$ — продолжительность смены, мин;

$T_{п.з}$ — затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин;

$T_{л.н}$ — затраты времени на личные надобности, мин;

$T_{т.п}$ — продолжительность технологических перерывов, мин;

$V_{в\,с}$ — объем породы (масса угля) в одном составе, $м^3$(т);

$T_{п\,с}$ — затраты времени на погрузку состава, мин;

$T_{обм}$ — затраты времени на обмен состава, мин.

При погрузке горной массы в автотранспорт

$$Q_{см}^{авт} = \frac{T_{см} - T_{п\,з} - T_{л\,н} - T_{т\,п}}{T_{п\,а} + T_{у\,п}} V_а,\ м^3/смену\ (т/смену), \qquad (3.43)$$

где

$T_{у\,п}$, $T_{п\,а}$ — затраты времени соответственно на установку под погрузку и погрузку автосамосвала, мин;

$V_а$ — объем породы (масса угля) в автосамосвале, $м^3$ (т).

При погрузке горной массы на конвейер экскаватором-мехлопатой через аккумулирующие бункера

$$Q_{см}^{конв} = (T_{см} - T_{п\,з} - T_{отд} - T_{л.н} - T_{р.п}) \frac{60}{T_ц} Q_к,\ м^3/смену\ (т/смену), \qquad (3.44)$$

где

$T_{отд}$ — затраты на отдых, мин;

$T_{р.п}$ — регламентируемые перерывы (время, затрачиваемое на производство взрыва и на наращивание конвейера); принимаются в соответствии с ЕНВ, мин;

$T_{ц}$ — оперативное время на цикл экскавации, принимается согласно ЕНВ, с;

$Q_{к}$ — объем горной массы (в плотном теле) в ковше экскаватора, м^3.

При приеме породы на отвал

$$Q_{см}^{отв} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{т.п}}{T_{раз} + T_{обм}} Q_{к}, \text{ м}^3, \qquad (3.45)$$

где

$T_{раз}$ — затраты времени на разгрузку состава, мин.

При бестранспортной системе разработки

$$Q_{см}^{вск} = (T_{см} - T_{п.з} - T_{отд} - T_{л.н}) \cdot \frac{60}{T_{ц}} \cdot Q_{к}, \text{ м}^3. \qquad (3.46)$$

При расчете годовой производительности

$$Q_{год}^{вск} = Q_{см}^{вск} \cdot N_{раб}, \text{ м}^3.$$

Если фактическая производительность экскаваторного парка превышает расчетную для данных условий величину (благодаря более высокому уровню организации производства и труда, внедрению прогрессивных методов организации планово-предупредительных ремонтов оборудования и других организационно-технических мероприятий, применяемых в передовых бригадах), она принимается равной максимально достигнутому показателю за квартал отчетного года.

3.5. Расчет производительности экскаватора и комплексов машин непрерывного действия[1].

3.5.1. Годовая производительность экскаватора (комплекса машин) непрерывного действия определяется по следующим формулам:

на вскрышных работах

$$П^{в}_{год} = Q_{сут} \cdot K_{вр(т)} \cdot K_{пер} \cdot K_{х.х} \cdot K_{о.к} \cdot N_{раб}, \ м^3; \qquad (3.47)$$

на добычных работах

$$П^{д}_{год} = Q_{сут} \cdot K_{вр(т)} \cdot K_{пер} \cdot K_{х.х} \cdot K_{о.к} \cdot N_{раб}\ \gamma, \ т, \qquad (3.48)$$

где

$Q_{сут}$ — среднегодовое значение суточной производительности, $м^3$/сут;

$K_{вр(т)}$ — коэффициент врезки (доработки торцов);

$K_{пер}$ — коэффициент передвижки;

$K_{х.х}$ — коэффициент холостого хода;

$K_{о.к}$ — коэффициент обеспечения качества продукции;

$N_{раб}$ — расчетное число рабочих дней экскаватора (комплекса) в году;

γ — плотность угля, $т/м^3$.

Суточная производительность экскаватора равна

$$Q_{сут} = Q_{см} \cdot n_{см}, \ м^3, \qquad (3.49)$$

где

$Q_{см}$ — сменная производительность экскаватора, $м^3$;

$n_{см}$ — количество рабочих смен в сутки.

Сменная среднегодовая производительность экскаватора (комплекса машин) определяется по формуле

$$Q_{см} = Q_{т} \cdot K_{з} \cdot K_{упр} \cdot K_{п} \cdot K_{тр} \cdot K_{г.к} / K_{ис} \cdot K_{кл} \cdot T_{см}, \ м^3, \qquad (3.50)$$

где

$Q_{т}$ — техническая производительность экскаватора, $м^3$/ч;

1 Расчет производительности техники непрерывного действия для вскрышных и добычных работ производится согласно «Инструкции по расчету нормативно-эксплуатационной производительности экскаваторов и комплексов машин непрерывного действия», утвержденной б. МУП СССР 03.03.80 [14]

$K_з$ — коэффициент состояния забоя;

$K_{упр}$ — коэффициент качества управления экскаватором;

$K_п$ — коэффициент потерь (просыпей) экскавируемого материала;

$K_{тр}$ — коэффициент обеспеченности забоя транспортом;

$K_{г.к}$ — коэффициент готовности комплекса машин. Для роторных экскаваторов с ленточными конвейерами $K_{г.к} = 0{,}90$;

$K_и$ — коэффициент использования времени смены;

$K_{к.л}$ — коэффициент влияния климата;

$T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч.

Техническая производительность экскаватора определяется по формуле

$$Q_т = Q \frac{1}{K_р} \eta_р, \text{ м}^3/\text{ч}. \qquad (3.51)$$

где

Q — теоретическая производительность экскаватора, $м^3/ч$;

$K_р$ — коэффициент разрыхления экскавируемой породы в ковше экскаватора;

$\eta_р$ — коэффициент влияния крепости пород на экскавацию.

Значения коэффициентов, входящих в формулы (3.47) и (3.48), определяются по [14].

3.6. Расчет производительности бульдозерных отвалов

3.6.1. Производительность бульдозерных отвалов зависит от количества и мощности бульдозеров, физико-механических свойств горных пород и параметров отвалов.

3.6.2. Годовая производительность бульдозерного парка по перемещению вскрышных пород определяется по формуле

$$П_{б.п} = Q^ч_{б_1} \cdot T_{б_1} + Q^ч_{б_2} \cdot T_{б_2} + \ldots + Q^ч_{б_n} \cdot T_{б_n}, \text{ м}^3, \qquad (3.52)$$

где

$Q^ч_б$ — часовая производительность бульдозера, $м^3$;

$T_б$ — годовой фонд рабочего времени бульдозера, ч.

Часовая производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q_б^ч = \frac{Q_б^{см}}{t_{см}}, \text{ м}^3, \qquad (3.53)$$

где

$Q_б^{см}$ —сменная производительность бульдозера, работающего на отвале, м^3; определяется согласно [10];

$t_{см}$ — продолжительность смены, ч.

3.6.3. Годовая производительность бульдозерных отвалов на разрезе определяется по формуле

$$П_{б\,о} = \frac{П_{б\,п}}{К_{о\,п}}, \text{ м}^3, \qquad (3.54)$$

где

$К_{о\,п}$ — коэффициент, учитывающий долю породы, остающейся после разгрузки автосамосвалов на верхней бровке отвала и подлежащей перемещению бульдозерами. На каждом разрезе $К_{о\,п}$ определяется в зависимости от типов автосамосвалов, параметров отвалов и физико-механических свойств пород.

3.7. Расчет производительности вскрышного (добычного) комплекса

3.7.1. Фактические и расчетные показатели, используемые для определения производительности вскрышного (добычного) комплекса, приведены в табл. 3.8.

Таблица 3.8

Фактические и расчетные показатели, используемые для определения производительности вскрышного (добычного) комплекса

Показатели	Фактические показатели за отчетный год	Расчетные показатели
Число рабочих дней в году на вскрышных (добычных) работах, дн		
Транспортирование пород вскрыши, угля, м^3 (т) железнодорожным транспортом, в том числе		

Продолжение табл. 3.8

Показатели	Фактические показатели за отчетный год	Расчетные показатели
локомотивами		
думпкарами		
автотранспортом, в том числе:		
по маркам автосамосвалов и группам экскаваторов		
БелАЗ-540		
БелАЗ-548		
БелАЗ-549		
БелАЗ-7519		
БелАЗ-75211		
НД-1200		
М-200		
конвейерами		
гидротранспортом		
Пропускная способность ограничивающих участков, $м^3$/год (т/год):		
железнодорожного транспорта		
автодорог		
конвейеров		
Экскавация вскрышных пород (угля), $м^3$/год (т/год):		
на железнодорожный транспорт		
в автотранспорт		
бестранспортная		
Отвалообразование при:		
железнодорожном транспорте, $м^3$/год		
автотранспорте, $м^3$/год		

3.7.2. По данным табл. 3.8 устанавливаются лимитирующие процессы (звенья) и определяется производительность вскрышного и добычного комплексов.

3.7.3. На основе анализа данных табл. 3.8 определяются узкие места, разрабатываются организационно-технические мероприятия, устанавливаются сроки их выполнения и затраты на реализацию.

При разработке мероприятий следует руководствоваться «Типовыми технологическими схемами ведения горных работ на угольных разрезах» (приложения 1—5) [10].

3.8. Расчет производительности разреза по фронту горных работ

3.8.1. Производительность разреза по фронту горных работ определяется по величине подготовленных к выемке запасов.

Производительность разреза по фактору обеспечения подготовленными запасами зависит от годовой производительности вскрышного комплекса $П_{вр}$ ($м^3$) и коэффициента вскрыши на планируемый период $К_{в.п}$ и определяется по формуле

$$D_{вр} = \frac{П_{вр}}{К_{в.п}}, \text{ т}, \qquad (3.55)$$

Производительность вскрышного комплекса принимается минимальной из расчета по отдельным технологическим процессам (звеньям) по данным табл. 3.8.

Коэффициент вскрыши для пологих, наклонных и крутых пластов определяется исходя из необходимости выполнения всего объема вскрышных работ при нарезке нового горизонта, а для горизонтальных пластов — на момент расчета производственной мощности. При транспортной системе разработки средний коэффициент вскрыши за период углубки разреза на один горизонт определяется по формуле

$$К_{в.п} = \frac{V_{вск}}{D_{вск}}, \ м^3/т, \qquad (3.56)$$

где

$V_{вск}$ — объем вскрышных работ по разрезу за период углубки разреза на один горизонт, $м^3$;

$D_{вск}$ — запасы угля, подготавливаемые при нарезке одного горизонта, т.

Продолжительность углубки разреза на один горизонт находится по формуле

$$Т_у = \frac{V_{вск}}{П}, \text{ год}, \qquad (3.57)$$

где

П — производительность разреза по ограничивающему процессу (звену), $м^3$/год.

Если отработка вскрышных и добычных уступов производится без значительных отступлений от проекта и проектного угла рабочего бор-

та, то объемы вскрыши, которые необходимо выполнить за период нарезки нового вскрышного уступа (транспортного горизонта), определяются по формуле

$$V_{вск} = (A_п - A_к) \cdot П_в \cdot \frac{L_в + L_к}{2} + \Delta V_в + \Delta V_н, м^3, \qquad (3.58)$$

где

$A_п$, $A_к$ — средние абсолютные отметки соответственно поверхности и существующего угольно-породного контакта; принимаются по плану горных работ, м;

$П_в$ — подвигание вскрышных уступов за полный цикл вскрытия угля, определяемое по характерному профилю, м;

$L_в$ — длина рабочего фронта по верхнему вскрышному уступу, определяемая по плану горных работ, м;

$L_к$ — длина рабочего фронта по нижнему вскрышному уступу или по угольно-породному контакту, определяемая по плану горных работ, м;

$\Delta V_в$ —объем пород вскрыши с вновь образованного верхнего горизонта, $м^3$;

$\Delta V_н$ —объем породы, вынимаемой при нарезке нового вскрышного горизонта, $м^3$;

$$\Delta V_н = \frac{П_в + Б_{р.т}}{2} h_в \cdot L_к, м^3, \qquad (3.59)$$

где

$Б_{р.т}$ — ширина транспортного горизонта, определяемая по характерному профилю, м;

$h_в$ — высота вновь нарезаемого вскрышного уступа, м.

Количество угля, подготавливаемого при нарезке одного уступа, определяется по формуле

$$D_{вск} = \left[\left(П_в - Б_{р.т} - \frac{h_в}{tg\delta} \right) \cdot \left(\frac{L_к + L_д}{2} \cdot \frac{M_о - M_н}{2} \right) \right] K_{из} \cdot \gamma, т, \qquad (3.60)$$

где

$П_в$ — подвигание вскрышных уступов за период нарезки нового уступа, м;

$Б_{р.т}$ — ширина транспортной бермы, м;

$h_в$ — высота нарезаемого вскрышного уступа, м;

δ — угол откоса вскрышного уступа, град;

$L_к$ — длина линии контакта вскрытого угля с породой, определяемая по плану горных работ, м;

$L_д$ — длина угольного уступа по дну разреза, м;

γ — плотность угля, т/м^3;

$M_о$, $M_н$ — вертикальная мощность пласта в зоне соответственно ранее вскрытого и вновь вскрываемого участка, м;

$K_{из}$ — коэффициент извлечения угля, учитывающий эксплуатационные потери, согласованные с органами Госгортехнадзора, и скидку фабрике за вовлечение в добычу неучтенных в балансе породных прослоев.

Для разрезов со сложным залеганием пластов, большой изменчивостью горно-геологических условий, опережением отработки угольных пластов, необходимостью разноса нерабочего борта и другими усложняющими факторами, определение объемов вскрыши и угля при углубке разреза должно производиться графическим или графо-аналитическим методом. Отстройка нового контура бортов должна быть произведена как копия существующих контуров с углубкой на новый горизонт, без учета ранее допущенного отставания вскрыши.

Выполаживание угла рабочего борта может быть произведено только с целью восстановления нарушенной устойчивости. При этом должна быть составлена соответствующая техническая документация, доказывающая необходимость выполаживания борта.

3.9. Сводные показатели результатов расчета производственной мощности разреза

3.9.1. Результаты расчета производственной мощности сводятся в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Сводные показатели, используемые для определения производственной мощности разреза

Показатели	Фактические показатели за отчетный год	Расчетные показатели
Число рабочих дней в году:		
по добыче		
по вскрыше		

Продолжение табл. 3.9

Показатели	Фактические показатели за отчетный год	Расчетные показатели
Производительность экскаваторного парка:		
на добыче, тыс. т/год		
на вскрыше, тыс. т/год		
в отвалах, тыс т/год		
Производительность транспорта на добыче, тыс. т/год		
локомотивов		
вагонов		
автосамосвалов		
сети дорог		
конвейеров		
Производительность транспорта на вскрыше, тыс т/год (тыс $м^3$/год):		
локомотивов		
думпкаров		
автосамосвалов		
сети дорог		
конвейеров		
Коэффициент вскрыши на планируемый период, $м^3$/т		
Производственная мощность разрезов по фактору обеспеченности подготовленными запасами, тыс. т/год		
Расчетная производственная мощность разреза по углю (сланцу), тыс. т/год		

4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ ВЕДУЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОПЕРАЦИЙ (ЗВЕНЬЕВ) ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Схема основных технологических операций (звеньев) обогатительной фабрики, для которой производится расчет пропускной способности, приведена на рис. 3.

4.1. Расчет пропускной способности углеприема и классификация на машинные классы

4.1.1. Производительность углеприема определяется по следующим формулам:

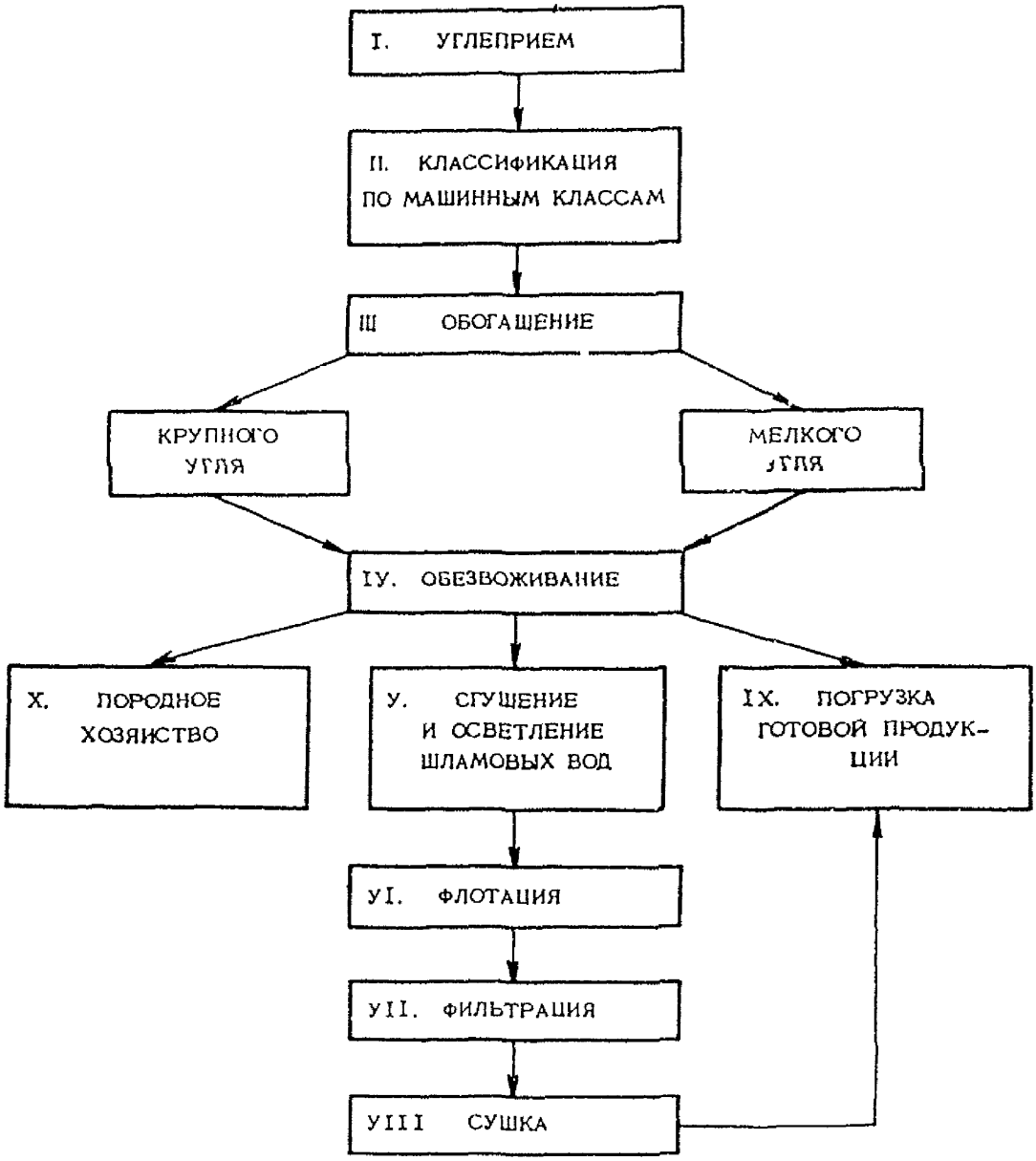


Рис. 3 ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

при разгрузке вагоноопрокидывателем

$$Q_{р.в} = \frac{60 \cdot B \cdot N \cdot K}{N t_р + t_м}, \text{ т/ч}, \qquad (4.1)$$

где

B — грузоподъемность вагона, т; принимается по технической характеристике вагона;

N — фронт одновременной постановки вагонов под разгрузку; принимается по графику «Указания по разработке единых технологических процессов (ЕТП) работы подъездных путей и станций примыкания» [15] или по договору на транспортное обслуживание ОФ;

$t_р$ — затраты времени на разгрузку одного вагона, мин; принимаются по графику ЕТП;

$t_м$ — продолжительность маневра на постановку вагонов под разгрузку, мин; принимается по графику ЕТП;

K — коэффициент, учитывающий сезон работы: для летнего периода K = 1; для зимнего периода K = 0,85;

при разгрузке железнодорожных вагонов без применения вагоноопрокидывателей

$$Q_{р.р} = \frac{60 \cdot N \cdot B \cdot K}{N \cdot t_{р.р} + t_м}, \text{ т/ч}, \qquad (4.2)$$

где

$t_{р.р}$ — затраты времени на одновременную разгрузку вагонов, мин; принимаются по графику ЕТП;

K — коэффициент, учитывающий сезон работы: для летнего периода K = 1; для зимнего периода K = 0,8.

4.1.2. Производительность (по питанию) неподвижного колосникового грохота определяется по формуле

$$Q_{к.г} = F \cdot q, \text{ т/ч}, \qquad (4.3)$$

где

F — площадь просеивающей поверхности грохота, $м^2$, принимается по технической характеристике грохота;

q — удельная производительность грохота, т/($ч.м^2$).

Значения удельной производительности неподвижного колосникового грохота в зависимости от ширины щели приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Значения q неподвижного колосникового грохота

Ширина щели, мм	50	75	100	125	150	200
Удельная производительность грохота, т/(ч м^2)	30	45	60	75	90	120

4.1.3. Производительность спирального грохота (ГЦЛ) определяется по формуле в соответствии с [16]

$$Q_{с.г} = 7{,}8\ n \cdot D^2 \cdot S \cdot K_\ell \cdot \rho_н,\ т/ч, \qquad (4.4)$$

где

n — частота вращения барабана, об/мин; принимается по технической характеристике грохота;

D — диаметр барабана, м; принимается по технической характеристике грохота;

S — шаг спирали, м; принимается по технической характеристике грохота;

K_ℓ — коэффициент, учитывающий влияние ширины щели на производительность грохота; принимается по табл. 4.2;

$\rho_н$ — насыпная плотность материала, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

Таблица 4.2

Значения K_l

Ширина щели, мм	50	75	100	125	150	200	250
Коэффициент K_l	1,0	1,33	1,42	1,73	1,83	2,0	2,13

Таблица 4.3

Значения $\rho_н$

Материал	Насыпная плотность, т/м^3	Материал	Насыпная плотность, т/м^3
Рядовой уголь	0,9—1,1*	АРШ	1,2—1,4*
Крупный концентрат	0,8	АК	0,95—1,05
Мелкий концентрат	0,85	АО	0,95—1,05
Промпродукт	1,2	АМ	0,95—1,0)
Порода	1,6	АС	0,95—1,0
Сухая угольная пыль	0,5—0,6	АШ	1,0—1,1

*Принимается в зависимости от зольности горной массы

4.1.4. Производительность валкового грохота $Q_{в.г}$ принимается по табл. 4.4.

Таблица 4.4

Значения $Q_{в.г}$

Тип грохота	Размер отверстий, мм	Производительность, т/ч
ГВ 50	50	140
ГВ-75	75	200
ГВ-100	100	270
ГВ-125	125	310
ГВ 150	150	400

4.1.5. Производительность шнековых грохотов принимается по табл. 4.5.

Таблица 4.5

Значения $Q_{ш.г}$

Тип грохота	Размер отверстий, мм	Производительность, т/ч
ГШ-250	6	250
ГШ-500	13	500
ГШ-1000	25	1000

4.1.6. Производительность инерционных грохотов определяется по «Методике определения производительности инерционных грохотов при грохочении каменных и бурых углей, антрацитов и горючих сланцев» [17].

Производительность (по питанию) инерционного грохота определяется по формуле

$$Q_{и\,г} = F \cdot q \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot K_7,\ т/ч, \qquad (4.5)$$

где

F — площадь просеивающей поверхности грохота, $м^2$; принимается по технической характеристике грохота;

q — удельная производительность, $т/(ч.м^2)$; принимается по табл. 4.6.

Таблица 4.6

Значения q инерционных грохотов в зависимости от размера отверстий сит

Вид сырья	Удельная производительность грохота q при внешней влажности исходного угля 3% и размерах отверстий сит, мм							
	6×6	10×10	13×13	25×25	50×50	75×75	100×100	150×150
Каменный и бурый уголь	6,0	9,0	13,0	20,0	30,0	40,0	56,0	80,0
Антрацит	7,5	11,0	14,5	24,0	37,5	50,0	70,0	100,0
Сланец	4,0	7,5	10,0	18,0	29,0	39,0	50,0	75,0

Примечание. При мокром грохочении удельную производительность грохотов с размерами отверстий сит 25, 13, 10 и 6 мм следует увеличивать соответственно в 1,3; 1,4; 1,5 и 1,7 раза. При этом коэффициент K_3, входящий в формулу 4.5, не учитывается.

K_1 — коэффициент, учитывающий влияние гранулометрического состава исходного угля; принимается по табл. 4.7;

K_2 — коэффициент, учитывающий требуемую эффективность грохочения; принимается по табл. 4.8;

K_3 — коэффициент, учитывающий внешнюю влажность угля; принимается по табл. 4.9;

K_4 — коэффициент, учитывающий содержание глинистых примесей; принимается по табл. 4.10;

K_5 — коэффициент, учитывающий угол наклона грохота; принимается по табл. 4.11;

K_6 — коэффициент, учитывающий тип просеивающей поверхности; принимается по табл. 4.12;

K_7 — коэффициент, учитывающий расположение просеивающей поверхности на грохоте; принимается по табл. 4.13.

Таблица 4.7

Значения K_1

Содержание нижнего класса в исходном угле (продукте), %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент K_1	3,5	2,0	1,5	1,3	1,1	1,05	1,0	0,95	0,9

Таблица 4.8

Значения K_2

Требуемая эффективность грохочения, %	60	65	70	75	80	85	90	95	98
Коэффициент K_2	2,0	1,85	1,7	1,55	1,4	1,3	1,15	1,0	0,7

Таблица 4.9

Значения K_3

Размер отверстий сит, мм	Значения коэффициента K_3 при содержании внешней влаги в исходном угле, %					
	3,0	4,0	4,5	5,0	6,0	более 6,0
6×6	1,0	0,75	0,65	0,6*	0,5**	0,4**
10×10	1,0	0,85	0,7	0,65*	0,56*	0,5**
13×13	1,0	0,9	0,75	0,7	0,65*	0,6**
25×25	1,0	1,0	0,95	0,92	0,9	0,8
50×50	1,0	1,0	1,0	1,0	0,95	0,9

*Требуется систематическая очистка сит.

**Требуется применение сит специальных конструкций (с продолговатой ячейкой, струнно-тросовых) или специальных грохотов для грохочения влажных углей.

Таблица 4.10

Значения K_4

Расход воды, $м^3/т$			
0,5	1,0	1,5	2,0
Значения коэффициента K_4			
0,7	1,0	1,3	1,6

Таблица 4.11

Значение K_5

Тип грохота	Значение коэффициента K_5 при угле наклона грохота, град.							
	10	11	12	13	14	15	16	17
ГИЛ, ГИТ	0,7	0,76	0,83	0,9	0,95	1,0	1,1	1,17
	0	1	2	3	4	5	6	7
ГИСЛ, ГСЛ	0,8	0,82	0,84	0,86	0,88	0,9	0,92	0,94

Продолжение таблицы 4.11

Значение K_5

Тип грохота	Значение коэффициента K_5 при угле наклона грохота, град.							
	18	19	20	21	22	23	24	25
ГИЛ, ГИТ	1,24	1,3	1,37	1,43	1,5	1,56	1,62	1,7
	8	9	10	11	12	13	14	15
ГИСЛ, ГСЛ	0,96	0,98	1,0	1,05	1,1	1,15	1,22	1,27

Таблица 4.12

Значения K_6

Тип просеивающей поверхности							
Сита проволочные из металла		Сита штампованные из металла и резины		Сита из резины и полиуретана		Сита струнные	
с квадратной формой отверстий	с прямоугольной формой отверстий	с квадратной формой отверстий	с круглой формой отверстий	со щелевидной формой отверстий	со специальной формой отверстий	из резины при поперечном положении струн	из металла при поперечном расположении струн
1,0	1,2	0,85	0,7	1,3	1,4	1,6	2,0

Таблица 4.13

Значения K_7

Расположение сита на грохоте	1-й ярус	2-й ярус	3-й ярус
Коэффициент K_7	1,0	0,9	0,6

Производительность инерционного грохота тяжелого типа ГИТ51А принимается равной до 350 т/ч и ГИТ71 — до 700 т/ч.

4.1.7. Производительность щековых дробилок определяется по формуле в соответствии с [18]

$$Q_{щ.д} = 0{,}15 \cdot \mu \cdot \rho \cdot n \cdot d \cdot \ell \cdot S, \text{ т/ч}, \qquad (4.6)$$

где

μ — коэффициент разрыхления угля (μ = 0,25—0,70); принимается по рекомендации бассейновых научно-исследовательских институтов;

ρ — плотность материала, кг/м^3; принимается: для каменного угля — 1600 кг/м^3; антрацита — 1900 кг/м^3; породы — 2500 кг/м^3;

n — число качаний щеки в 1 мин; принимается по технической характеристике дробилки;

d — средний размер куска дробленого продукта, м; определяется как среднеарифметическое между самым крупным и самым мелким куском дробленого материала;

ℓ — длина рабочей камеры, м; принимается по технической характеристике дробилки;

S — ход щеки, м; принимается по технической характеристике дробилки.

Производительность дробилок в зависимости от коэффициента разрыхления приведена в табл. 4.14.

Таблица 4.14

Значения $Q_{щ.д}$

Тип дробилки	Производительность, т/ч, при	
	μ = 0,5	μ = 0,7
СМД-108	6	9
СМД-109	18	25
СМД-110	36	50
СМД-111	120	170
СМД-118	130	180
СМД-117	250	350

4.1.8. Производительность барабанных грохотов-дробилок рассчитывается по формуле в соответствии с [16]

$$Q_{б.г} = 0{,}72\ Z \cdot \mu \cdot \rho \cdot n \cdot \operatorname{tg}\beta \sqrt{R^3 \cdot h^3}, \text{ т/ч}, \qquad (4.7)$$

где

Z — число рядов поднимающихся полок; принимается по технической характеристике;

μ — коэффициент разрыхления движущейся массы угля; принимается по рекомендации бассейновых научно-исследовательских институтов;

ρ — плотность угля, кг/м^3;

n — частота вращения барабана, об/мин; принимается по технической характеристике;

β — угол наклона поднимающихся полок, град.; принимается по технической характеристике;

R — радиус барабана, м; принимается по технической характеристике;

h — толщина естественной постели, м; принимается по рекомендации научно-исследовательских бассейновых институтов.

Ориентировочно производительность барабанных грохотов-дробилок типа ДБ-28 и БГД-26×60 определяется по табл. 4.15.

Таблица 4.15

Значения $Q_{б.г.д}$

Тип дробилки	Производительность, т/ч, при размере отверстий решета, мм					
	50	100	150	200	250	300
ДБ-28	240	300	400	550	650	750
БГД-26×60	—	400	550	650	—	1000

4.1.9. Производительность двухвалковых зубчатых дробилок определяется по формуле в соответствии с [24]

$$Q_{з.д} = 28D \cdot n \cdot l \cdot \alpha \cdot \rho, \text{ т/ч}, \qquad (4.8)$$

где

D — диаметр валка, м; принимается по технической характеристике;

n — частота вращения валка, об/мин; принимается по технической характеристике;

a — ширина щели между гладкими поверхностями валков, м; принимается по технической характеристике;

ρ — плотность материала, т/м^3;

l — длина валка, м; принимается по технической характеристике.

4.1.10. Производительность гидрогрохота типа «Луганец» определяется по формуле

$$Q_{г.г} = q \cdot F, \text{ т/ч}, \quad (4.9)$$

где

q — удельная производительность гидрогрохотов, т/(ч.м^2); определяется по табл. 4.16;

F — площадь рабочей поверхности грохочения, м^2; принимается по технической характеристике грохота.

Таблица 4.16

Значения q гидрогрохота типа «Луганец»

Марка угля	Удельная производительность при ширине щели 13 мм, т/(ч.м^2)
Ж, К, ОС	125—150
Г	125—150
А	100—150

4.2. Расчет пропускной способности процессов обогащения угля.

4.2.1. Производительность отсадочной машины определяется по формуле в соответствии с [18]

$$Q_{о.м} = q \cdot F, \text{ т/ч}, \quad (4.10)$$

где

q — удельная производительность отсадочных машин по исходному углю, т/(ч.м^2); определяется по табл. 4.17 всоответствии с [19];

F — площадь отсадки, м^2; определяется по технической характеристике.

4.2.2. Производительность тяжелосредных сепараторов в соответствии с [16] определяется по формуле

Таблица 4.17

Значения удельной производительности отсадочной машины, т/ч•м^2

Содержание легких фракций в исходном угле, %	1. Мелкий класс 0,5—13 мм								
	Содержание класса 0,5—3 мм в питании, %								
	до 30			30—60			свыше 60		
	Обогатимость								
	легкая	средняя	трудная	легкая	средняя	трудная	легкая	средняя	трудная
Свыше 80	20—18	15—12	12—10	15—12	12—10	10—8	10—9	8—7	7—6
80—50	18—12	12—10	10—8	12—10	10—8	8—6	9—8	7—6	6—5
До 50	12—10	10—8	8—6	10—8	8—6	6—5	8—6	6—5	5

	2. Крупный класс 13—150 мм		
	Обогатимость		
	легкая	средняя	трудная
Свыше 80	25—20	Не обогащать	Не обогащать
80—50	20—15		
До 50	15—12		

	3. Неклассифицированный уголь 0—150 мм								
	Содержание класса 0—3 мм в питании, %								
	до 20			20—50			свыше 50		
	легкая	средняя	трудная	легкая	средняя	трудная	легкая	средняя	трудная
Свыше 80	18—15	15—10	Не обогащать	15—12	10—8	Не обогащать	8—7	7—6	Не обогащать
80—50	15—12	10—8		12—10	8—6		7—6	6—5	
До 50	12—10	8—6		10—8	6—5		6—5	5	

Примечания:

1. Минимальную производительность следует принимать для антрацитов, а также при наличии осложняющих факторов: высоком содержании мелочи и породных фракций в питании, при повышенных требованиях к качеству концентрата.

2. В случае высокого содержания породных фракций в питании необходимо проверить производительность отсадочных машин по отходам, пользуясь ее паспортной характеристикой.

$$Q_{т\,с} = \frac{q \cdot B}{\gamma},\ т/ч, \qquad (4.11)$$

где

q — удельная нагрузка по всплывшему продукту на 1 м ширины ванны сепаратора, т/(ч.м); принимается по табл. 4.18 в соответствии с [19];

B — ширина ванны сепаратора, м; принимается по технической характеристике;

γ — ожидаемый выход всплывшего продукта, в долях единицы; принимается по данным ОТК фабрики о фракционном составе крупного угля, но не выше 0,75.

При содержании в питании сепаратора породных фракций более 50% необходимо выполнить проверочный расчет производительности элеваторного колеса по формуле

$$Q_{э.к} = 0{,}06\ V \cdot n \cdot Z \cdot \Theta \cdot \rho_н,\ т/ч, \qquad (4.12)$$

где

V — вместимость ковша, $м^3$; принимается для СКВП-20, равной 0,25 $м^3$, для СКВП-32 — 0,49 $м^3$;

n — частота вращения элеваторного колеса, об/мин; принимается по технической характеристике;

Z — число ковшей элеваторного колеса; принимается по технической характеристике;

Θ — коэффициент наполнения ковшей принимается по рекомендации бассейнового научно-исследовательского института; для сепараторов СКВП-20 и СКВП-32 равным 0,6—0,8;

$\rho_н$ — насыпная плотность потонувшей фракции, $кг/м^3$; определяется по табл. 4.3.

Таблица 4.18

Значения удельной производительности по всплывшему продукту в зависимости от крупности угля

Крупность обогащаемого угля, мм	Удельная производительность сепаратора по всплывшему продукту, т/ч•м	Крупность обогащаемого угля, мм	Удельная производительность сепаратора по всплывшему продукту, т/ч•м
6—25	35/—	25—50	60/75
6—50	45/—	25—100	70/90
10—25	40/45*	25—125	75/95

Продолжение табл. 4.18

Крупность обогащаемого угля, мм	Удельная производительность сепаратора по всплывшему продукту, т/ч•м	Крупность обогащаемого угля, мм	Удельная производительность сепаратора по всплывшему продукту, т/ч•м
10—50	50/65	25—150	75/95
		25—200	80/100
10—100	55/70	25—300	80/100
13—50	50/65	50—100	80/100
13—100	60/75	50—125	80/100
13—125	65/85		
13—150	65/85	50—200	90/115
13—200	70/90	50—300	90/115
13—300	80/100		

* Знаменатель — удельная производительность СКВП-32 с длинной ванной

Ориентировочные данные о производительности сепараторов по тяжелой (потонувшей) фракции приведены в табл. 4.19 в соответствии с [19].

4.2.3. Производительность тяжелосредных гидроциклонов по обогащаемому обесшламленному углю определяется по формуле в соответствии с [20]

$$Q_{г.ц} = 200\ D^2,\ т/ч, \qquad (4.13)$$

где

D — диаметр цилиндрической части гидроциклона, м; принимается по технической характеристике.

Таблица 4.19

Значения производительности сепаратора по тяжелой (потонувшей) фракции в зависимости от крупности угля

Крупность обогащаемого угля, мм	Производительность сепаратора, т/ч								
	СКВ-20			СКВ-32, СКВП-32 с короткой ванной			СКВП-32 с удлиненной ванной		
	при плотности суспензии, кг/м³								
	1800	1800—2000	2000	1800	1800—2000	2000	1800	1800—2000	2000
10—25	135	145	150	190	200	205	210	220	225
10—100	150	160	165	205	220	230	225	240	255
13—100	150	160	165	205	220	230	225	240	255

Продолжение табл 4 19

Крупность обогащаемого угля, мм	Производительность сепаратора, т/ч								
	СКВ-20			СКВ-32, СКВП-32 с короткой ванной			СКВП-32 с удлиненной ванной		
	при плотности суспензии, кг/м³								
	1800	1800—2000	2000	1800	1800—2000	2000	1800	1800—2000	2000
13—125	155	165	170	215	230	235	235	250	260
13—150	155	165	170	215	230	235	235	250	260
13—200	155	165	170	215	230	235	235	250	260
25—100	155	165	170	225	240	250	245	265	275
25—150	165	175	180	235	255	260	260	270	285
25—200	170	185	190	250	270	285	275	295	310

Ориентировочно производительность гидроциклона по обесшламленному углю может быть определена по табл. 4.20.

Таблица 4.20

Значения $Q_{г.ц}$ по обесшламленному углю

Производительность тяжелосредных гидроциклонов, т/ч						
двухпродуктовых				трехпродуктовых		
ГТ-350	ГТ-500	ГТ-630	ГТ-710	ГТ-500/350	ГТ-630/500	ГТ-710/500
20	50	70	100	50	80	100

Общая производительность тяжелосредной гидроциклонной установки по недешламированному углю рассчитывается по формуле

$$Q_{ц\,у} = \frac{75\,Q_{г\,ц}}{80-\alpha},\ т/ч, \qquad (4.14)$$

где

α — содержание в исходном угле частиц, крупность которых меньше нижней крупности машинного класса (по данным ситового анализа), %.

4.2.4. Производительность однороторных молотковых дробилок определяется по формуле в соответствии с [20]

$$Q_{м.д} = \frac{\ell \cdot D^2 \cdot n^2}{3600(i-1)} K_{ф.м}\ \rho_н,\ т/ч, \qquad (4.15)$$

где

l — длина ротора, м; принимается по технической характеристике;

D — диаметр ротора, м; принимается по технической характеристике;

n — частота вращения ротора, об/мин; принимается по технической характеристике;

$\rho_н$ — насыпная плотность материала, т/м^3; принимается по табл. 4.3;

$К_{ф.м}$ — коэффициент, учитывающий физико-механические свойства дробимого материала, который рекомендуется принимать равным 3—4 (меньшее значение принимать для более прочного продукта);

i — степень измельчения.

Производительность однороторных молотковых дробилок, подсчитанная по формуле (4.15), приведена в табл. 4.21.

Таблица 4.21

Значения $Q_{м.д}$

Тип дробилок	Частота вращения ротора, об/мин	Производительность молотковых дробилок, т/ч, при								
		$К_{фм} = 3$			$К_{фм} = 3{,}5$			$К_{фм} = 4$		
		и степени дробления								
		5	7	10	5	7	10	5	7	10
СМД-112	1250	38	25	17	44	29	19	50	34	22
СМ-431	1000	64	42	28	74	52	33	86	57	38
СМД-12	735	243	162	108	284	190	126	325	216	144
СМД-97А	600	480	320	214	560	374	248	640	427	285
СМД-98А	600	720	480	320	840	560	374	960	640	427

4.2.5. Производительность флотационной машины по твердому определяется по формуле

$$Q_{ф.м} = \frac{Z \cdot 60 \cdot K \cdot U_1}{(P + 1000\rho)t}, \text{ т/ч}, \qquad (4.16)$$

где

Z — число камер; принимается по технической характеристике;

K — отношение объема пульпы к геометрическому объему камеры; принимается равным 0,65—0,75;

U_1 — объем одной камеры, $м^3$; принимается по технической характеристике;

P — отношение Ж:Т, $т/м^3$; принимается по рекомендации бассейновых научно-исследовательских институтов;

ρ — плотность твердого, $кг/м^3$; принимается на основании данных экспериментальных исследований в каждом конкретном случае;

t — время флотации, мин; принимается на основании данных экспериментальных исследований для каждого типа угля в зависимости от флотируемости угля, состава реагентов, их дозировки, режима процесса и требуемого качества продуктов флотации; для производственных условий время флотации увеличивают примерно в 3 раза по сравнению с лабораторными условиями.

4.2.6. Производительность пневматических отсадочных машин и сепараторов приведена в табл. 4.22.

Таблица 4.22

Производительность пневматических отсадочных машин и сепараторов

Типоразмер	Производительность по исходному углю, т/ч
Сепараторы:	
СП-5	40
СП-12 (мелкого угля)	60
СП-12 (крупного угля)	80
СП-12А	120
Отсадочная машина ПОМ-2А	100

4.2.7. Производительность операции по регенерации магнетитовой суспензии определяется исходя из количества магнитных сепараторов на первой стадии [18] по формуле

$$Q_{м\,с} = Q_1 + Q_2 + \ldots + Q_п,\ м^3/ч, \qquad (4.17)$$

где

$Q_1, Q_2 \ldots Q_п$ — производительность магнитных сепараторов на первой стадии, $м^3/ч$; принимается по табл. 4.23.

Таблица 4.23

Производительность магнитных сепараторов на первой стадии регенерации магнитной суспензии

Содержание магнетита в твердой фазе питания, %	Производительность по питанию сепараторов типа, $м^3/ч$			
	80/170	80/250	80/170п	90/250
70—90	До 180	До 270	До 270	До 400
35—50	До 130	До 190	До 240	До 370

Производительность магнитных сепараторов, приведенная к исходному углю, поступающему на фабрику, определяется по формулам:

при регенерации суспензии тяжелосредных сепараторов

$$Q = \frac{100Q_{м.с} - B \cdot Z \cdot q_{т.с} \cdot G}{1{,}1 q_в \cdot \gamma_{т\,с}}, \text{ т/ч;} \qquad (4.18)$$

при регенерации суспензии тяжелосредных циклонов

$$Q = \frac{100Q_{м.с}}{0{,}9\gamma_{т.ц}\left(q_в + \frac{q_{т.ц} \cdot G}{100}\right)}, \text{ т/ч,} \qquad (4.19)$$

где

$Q_{м.с}$ — суммарная производительность магнитных сепараторов на первой стадии, $м^3/ч$;

B — ширина ванны тяжелосредных сепараторов, м;

Z — количество тяжелосредных сепараторов;

$q_{т\,с}$ — удельный расход суспензии на тяжелосредные сепараторы, $м^3/ч$ на 1 м ширины ванны; принимается равным 80 $м^3(ч \cdot м)$;

G — количество суспензии, отводимой на регенерацию; при плотности суспензии до 1500 $кг/м^3$ количество суспензии G = 10%; до 1800 $кг/м^3$ — 20%; 1900 $кг/м^3$ и более — до 30%;

$q_в$ — удельный расход воды при отмывке магнетита от продуктов обогащения $м^3/т$; принимается по табл. 4.24;

$\gamma_{т.с}$ — выход класса, направляемого в тяжелосредные сепараторы, %; принимается по ситовому составу исходного угля, поступающего на фабрику;

$q_{т.ц}$ — удельный расход суспензии на тяжелосредные циклоны, $м^3/т$;

$\gamma_{т\,м}$ — выход класса, направляемого в тяжелосредные циклоны, %; принимается по ситовому составу исходного угля, поступающего на фабрику

Таблица 4.24

Удельный расход воды при отмывке магнетита от продуктов обогащения

Крупность продуктов обогащения, мм	Расход воды, м³/т	Крупность продуктов обогащения, мм	Расход воды, м³/т
0,5—6	2,0—3,0	10—50	0,8—1,1
0,5—10	1,8—2,5	13—50	0,9—1,1
0,5—13	1,5—2,0	13—100	0,8—1,0
0,5—25	1,5—1,7	13—150	0,7—0,9
6—13	1,0—1,5	25—150	0,7—0,8
6—25	1,2—1,4	25—200	0,6—0,7
6—50	1,0—1,2		

4.3. Расчет пропускной способности процессов обезвоживания

4.3.1. Производительность обезвоживающего грохота определяется по формуле

$$Q_{о\,г} = q \cdot F, \text{ т/ч}, \qquad (4.20)$$

где

q — удельная производительность обезвоживающего грохота т/(ч·м²), принимается по табл. 4.25 в соответствии с [119];

F — площадь обезвоживания, м², принимается по технической характеристике грохота

Удельные нагрузки на грохоты при отмывке магнетита и обезвоживании продуктов тяжелосредного обогащения принимаются по табл. 4.26

Таблица 4.25

Удельная производительность обезвоживающего грохота

Крупность угля, мм	Удельная производительность грохота, т/(ч·м²)	Крупность угля, мм	Удельная производительность грохота, т/(ч·м²)
0,0—1(0,5)	1,2—1,8	6—25	>8
0,0—3	1,8—2,5	6—50	6,7—7,6
0,0—6	2,1—3,3	6—100	6,0—8,0

Продолжение табл. 4.25

Крупность угля, мм	Удельная производительность грохота*, т/(ч м²)	Крупность угля, мм	Удельная производительность грохота*, т/(ч м²)
0,0—13(10)	3,3—3,7	13—50	7,0—10,0
0,0—25	3,7—4,2	13—100	8,3—10,0
0,5—6	3,3—3,7	13—150	9,2—10,8
0,5—10	3,7—4,7	25—100	9,5—11,3
0,5—13	4,0—4,5	25—200	11,3—13,3
0,5—25	4,3—4,7	25—300	12,5—15,0

* Удельные нагрузки даны для сит с шириной щели 0,5—0,75 мм при обезвоживании концентрата и 0,75—1,0 мм при обезвоживании отходов и промпродукта.

Таблица 4.26

Удельные нагрузки на грохоты при отмывке магнетита и обезвоживании продуктов тяжелосредного обогащения

Крупность угля*, мм	Удельная нагрузка на грохот (не более), т/(ч м²)	Крупность угля*, мм	Удельная нагрузка на грохот (не более), т/(ч м²)
0,5—6	20	13—50	45
0,5—10	22	13—100	50
0,5—13	25	13—150	55
0,5—25	28	25—100	60
6—25	30	25—200	65—70
6—50	35	25—300	75—80

* Показатель нижнего предела крупности соответствует размеру отверстий верхнего сита грохота.

Производительность конических грохотов принимается по табл. 4.27.

4.3.2. Производительность дугового сита определяется по табл. 4.28.

Таблица 4.27

Производительность конических грохотов

Показатели	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Крупность обезвоживаемого материала (не более), мм	25	25	25
Размер щели обезвоживающей поверхности, мм	0,8	0,8	0,8
Производительность:			
при обесшламливании перед отсадкой			
по пульпе, $м^3/ч$	200	—	—
по твердому, т/ч	75	—	—
при обезвоживании мелкого концентрата			
по пульпе, $м^3/ч$	—	250	500
по твердому, т/ч	—	70	150
при обезвоживании крупнозернистого шлама			
по пульпе, $м^3/ч$	100	—	—
по твердому, т/ч	30	—	—

Таблица 4.28

Производительность дугового сита

Типоразмер сита	Площадь поверхности сита, $м^2$	Ширина щели питающей воронки, мм	Производительность по исходной пульпе, $м^3/ч$
СД-1	0,95	15—30	До 200
СД-2	1,9	До 30	300—400
СДО-3	3,0	90—150	450—500

4.3.3. Производительность обезвоживающих центрифуг принимается по техническим характеристикам (с учетом достигнутой) согласно табл. 4.29.

Таблица 4.29

Производительность обезвоживающих центрифуг

Тип центрифуг	Производительность, т/ч	Тип центрифуг	Производительность, т/ч
Фильтрующие вертикальные		**Фильтрующие горизонтальные**	
ФВШ-950	80	ФГВ-115.IV-01	100
НАЭЛЬ-3	80	ФГВ-132 IV-02	250
ФВВ-100.IV-02	80	ФГВ-150 IV-01	400
ФВВ-112.IV-02	60	**Осадительные**	
ФВИ-100 IK-02	80	ОГШ-1 32	30—40
НВВ-1000	100	(НОГШ-1320Ф)	30—40

4.3.4. Производительность вакуум-фильтров определяется по формуле

$$Q_{в.ф} = q \cdot F, \text{ т/ч}, \qquad (4.21)$$

где

q — удельная производительность вакуум-фильтра, т/(ч.м^2); определяется по табл. 4.30 и 4.32 в соответствии с [18];

F — площадь фильтрования, м^2; определяется по технической характеристике.

Таблица 4.30

Удельная производительность дисковых вакуум-фильтров

Продукты обогащения	Удельная производительность, т/(ч.м^2)
Флотоконцентрат углей марок Т, ОС, Ж, К и шихты	0,15—0,30*
Флотоконцентрат углей марок Г, Д, А	0,08—0,15

*Меньшие значения следует принимать при содержании частиц размером 0,05 в исходном более 50%.

Значение рабочей площади дисковых вакуум-фильтров различных типоразмеров приведены в табл. 4.30.

Таблица 4.31

Значения F вакуум-фильтров

Типоразмер вакуум-фильтров	ДУ68-2,5	ДУ80-2,7	ДУ140-3,5	ДУ250-3,75
Площадь фильтрования, м^2	68	80	140	250

Таблица 4.32

Удельная производительность ленточных вакуум-фильтров

Продукты обогащения, сгущенные до 500—800 г/л	Удельная производительность, т/(ч.м^2)
Шламы каменных углей и антрацитов	1,5—2,0
Отходы флотации (крупнозернистая часть)	0,5—0,7

Удельная нагрузка на фильтр-прессы при обезвоживании отходов флотации и илов для углей марок Г принимается равной 8—9 кг/(ч.м^2); Т, ОС, К — 11—12 кг/(ч.м^2); А — 9—10 кг/(ч.м^2).

Производительность фильтр-прессов PF-POW-1/576 (ПНР) и ФМ-600 принимается равной 5—7 т/ч при содержании твердого в питании 450—600 кг/м^3.

4.4. Расчет пропускной способности процессов обработки шламов и осветления шламовых вод

4.4.1. Производительность багер-зумпфа по пульпе определяется по формуле

$$Q_{б.з} = q \cdot F, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.22)$$

где

q — удельная нагрузка, м^3/(ч.м^2); принимается равной 20—25 м^3/(ч.м^2) при содержании твердого в оборотной воде 70—80 г/л;

F — площадь багер-зумпфа, м^2; принимается по технической характеристике.

Производительность багер-зумпфа по твердому определяется по формуле

$$Q_{б\,з} = q \cdot F \cdot \frac{Т}{Ж}, \text{ т/ч}, \quad (4.23)$$

где

$\frac{Т}{Ж}$ — отношение твердого к жидкому в питании по массе, т/м^3; принимается по рекомендации бассейновых научно-исследовательских институтов.

4.4.2. Производительность гидроциклонов приведена в табл. 4.33.

Таблица 4.33

Производительность гидроциклонов

Тип гидроциклона	Размер отверстий патрубков, мм		Производительность по пульпе, м^3/ч
	питающего	сливного	
ГЦ-350 МПК	100×100	80—90	46—90
ГЦ-500 МПК	140×140	180, 200, 220	160—290
ГЦ-630 МПК	180×180	200, 220	260—390
ГЦ-710 МПК	200×200	250	350—490
ГЦ-1000 МПК	250×250	250, 270	450—630

В соответствии с ГОСТ 10718-81 производительность гидроциклонов диаметром 500 мм и более с углом конусности 20° определяется по формуле в соответствии с [20]

$$Q_{г.ц} = 0{,}93\ K_D \cdot D_э \cdot D_c \cdot \sqrt{10H},\ м^3/ч, \qquad (4.24)$$

где

K_D — поправочный коэффициент на диаметры гидроциклонов 500, 710, 1000, 1400 равный соответственно 1,00; 0,95; 0,91 и 0,88;

$D_э$ — эквивалентный диаметр питающего отверстия, см; для отверстий, имеющих в сечении квадрат со стороной d, эквивалентный диаметр определяется по формуле $D_э = 1{,}12\ \alpha$;

D_c — диаметр сливного отверстия, см; определяется по технической характеристике;

H — давление на вводе, МПа; определяется по технической характеристике.

4.4.3. Производительность радиальных сгустителей по сливу определяется по формуле (4.25)

$$Q_{р\,с} = 3600 \cdot F \cdot V_{ст},\ м^3/ч, \qquad (4.25)$$

где

F — площадь осаждения, $м^2$; определяется по технической характеристике;

$V_{ст}$ — скорость осаждения частиц шлама, м/с; определяется опытным путем в каждом конкретном случае; при применении флокулянтов $V_{ст}$ увеличивают в три раза.

4.4.4. Производительность обезвоживающего элеватора определяется по формуле

$$Q_{о.э} = 3{,}6\ \frac{V}{\alpha}\ \nu \cdot \rho_и \cdot \Theta,\ т/ч, \qquad (4.26)$$

где

V — вместимость ковша, $м^3$; принимается по технической характеристике;

α — расстояние между ковшами, м; принимается по технической характеристике;

v — скорость движения ковша, м/с; принимается по технической характеристике;

Θ — коэффициент заполнения ковша; принимается равным: для ковша округлой глубокой формы 0,5—0,6; для ковша округлой мелкой формы — 0,4;

$\rho_н$ — насыпная плотность материала, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

Скорость движения ковша проверяется по формуле

$$v \leqslant \frac{\ell}{t}, \text{ м/с}, \qquad (4.27)$$

где

ℓ — путь обезвоживания, м (расстояние от зеркала воды до верхней головки элеватора);

t — нормированное время обезвоживания, с; принимается по табл. 4.34.

Таблица 4.34

Нормированное время обезвоживания

Крупность продукта, мм	Продукт	Минимальное время обезвоживания при расположении ковшей, с:	
		нормальном	сосредоточенном
Более 13 (25)	Концентрат	19	12
	Промпродукт	17	10
	Отходы	15	9
0,5—13 (25)	Концентрат	31	18
	Промпродукт	29	16
	Отходы	27	14
0,5—100 (50)	Концентрат	26	18
	Промпродукт	24	15
	Отходы	22	12

4.5. Расчет пропускной способности сушильных установок.

4.5.1. Производительность барабанных сушильных установок и труб-сушилок в зависимости от влажности исходного угля и просушенного материала определяется по формуле:

$$Q_{с.у} = \frac{A\,V(100-W_2)}{1000(W_1-W_2)},\ т/ч, \qquad (4.28)$$

где

A — удельное напряжение сушки по испаренной влаге, кг/(м^2•ч); принимается по табл. 4.34;

V — объем барабана, трубы-сушилки, м^3; принимается по технической характеристике сушилки;

W_1 и W_2 — массовая доля влаги соответственно исходного и просушенного угля, %.

4.5.2. Производительность сушилок кипящего и взвешенного слоя, в зависимости от влажности исходного угля и просушенного материала, определяется по формуле:

$$Q_{с.у} = \frac{A_{пл}\cdot F(100-W_1)}{100(W_1-W_2)},\ т/ч, \qquad (4.29)$$

где

$A_{пл}$ — удельное напряжение площади газораспределителей решетки по испаренной влаге, кг/(м^2.ч);

F — площадь газораспределительной решетки, м^2;

W_1 и W_2 — массовая доля влаги соответственно исходного и просушенного угля, %.

Удельное напряжение газораспределительной решетки по испаренной влаге принимается:

— для сушилок кипящего слоя 2 т/(м^2•час);

— для сушилок взвешенного слоя 3 т/(м^2•час).

4.6. Расчет пропускной способности внутрифабричного транспорта.

4.6.1. Производительность конвейеров определяется по формулам:

— ленточного с лотковой лентой

$$Q_{л.к} = K_р \cdot K_к \cdot B^2 \cdot V \cdot \rho_н,\ т/ч, \qquad (4.30)$$

где

$K_р$ — коэффициент, учитывающий угол наклона роликов и угол откоса материала на ленте; принимается по табл. 4.3;

$K_к$ — коэффициент, учитывающий влияние наклона конвейера; принимается по табл. 4.37;

B — ширина ленты, м; принимается по технической характеристике;

V — скорость движения ленты, м/ч; принимается по технической характеристике;

$\rho_н$ — насыпная плотность материала, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

Таблица 4.35

Удельное напряжение по испаренной влаге объема барабанных сушилок и труб-сушилок

Продукт	Удельное напряжение объема сушилок по испаренной влаге, кг/(м^3.ч)	
	барабанных сушилок	труб-сушилок
Смесь мелкого и флотационного концентрата (отношение 1:1)	90—150	1000—1500
Флотационный концентрат	35—40	400—500
Мелкий концентрат	—	900—1100
Флотационный концентрат в агрегатах с цепными насадками	65—85	—

Таблица 4.36

Значение коэффициента $K_р$ ленточного конвейера

Угол наклона роликов β, град	Значение коэффициента $K_р$	
	для угля	для породы
20	310	365
30	335	395

пластинчатого

$$Q_{п\,к} = 174\ B_н^2 \cdot V \cdot \rho_н \cdot K_к,\ т/ч, \qquad (4.31)$$

где

$B_н$ — ширина настила, м; принимается по технической характеристике.

Таблица 4.37

Значение коэффициента $K_к$ для ленточного конвейера

Угол наклона конвейера, град	12	14	16	18	20
Коэффициент $K_к$	0,97	0,95	0,92	0,89	0,85

V — скорость движения пластинчатой ленты, м/с; принимается по технической характеристике;

$\rho_н$ — насыпная плотность угля, т/м^3; принимается по табл. 4.3;

$K_к$ — коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера; при угле наклона конвейера до 10° принимается равным 0,9; 11—30° — 0,8;

— пластинчатого с бортами [21]

$$Q_{п.к.б} = 3600\ B \cdot h \cdot V \cdot \rho_н \cdot \Theta \cdot K_к,\ т/ч, \qquad (4.32)$$

где

h — высота бортов, м; принимается по технической характеристике;

Θ — коэффициент заполнения материалом желоба; принимается равным 0,75;

$K_к$ — коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера; при угле наклона конвейера до 10° принимается равным 0,9; 11—30° — 0,8;

— скребкового

$$Q_{с.к} = 3600\ B \cdot h \cdot V \cdot \rho_н \cdot \Theta\ K_к,\ т/ч, \qquad (4.33)$$

где

B и h — ширина и высота скребка, м; принимается по технической характеристике;

V — скорость движения скребковой цепи, м/с; принимается по технической характеристике;

$\rho_н$ — насыпная плотность угля, т/м^3; принимается по табл. 4.3;

Θ — коэффициент заполнения материалом желоба: принимается в пределах 0,5—0,9 в зависимости от шага скребка. Большее значение принимается для цепей с малым шагом скребка;

$K_к$ — коэффициент, учитывающий уменьшение производительности конвейера в зависимости от угла его наклона (табл. 4.38).

Таблица 4.38

Значения $K_к$ для скребкового конвейера

Транспортируемый материал	Значения коэффициента $K_к$ при угле наклона конвейера, град						
	0	10	20	30	35	40	45
Легкосыпучий (сухой уголь)	1,0	0,85	0,65	0,50	—	—	—
Плохосыпучий (влажный уголь, промпродукт)	1,0	1,0	1,0	0,75	0,60	0,50	0,40

4.6.2. Производительность ковшового элеватора определяется по формуле

$$\Theta_{к\,э} = 3{,}6\,\frac{V}{a}\,v\,\rho_н\,\Theta,\ т/ч, \qquad (4.34)$$

где

V — вместимость ковшей, л; принимается по технической характеристике;

a — расстояние между ковшами, м; принимается по технической характеристике;

v — скорость движения ковша, м/с; принимается по технической характеристике;

Θ — коэффициент заполнения ковша; для ленты и ковша глубокой формы принимается равным 0,6; для ленты и ковша мелкой формы — 0,4; для длиннозвенных цепей с треугольной формой ковша — 0,75; для длиннозвенных цепей с трапецневидной формой ковша — 0,85;

$\rho_н$ — насыпная плотность угля, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

4.6.3. Производительность винтового конвейера определяется по формуле

$$Q_{в.к} = 47\,D^2 \cdot S \cdot п \cdot \Theta \cdot \rho_н,\ т/ч, \qquad (4.35)$$

где

D — диаметр винта, м; принимается по технической характеристике;

S — шаг винта, м; принимается по технической характеристике;

n — частота вращения винта, об/мин; принимается по технической характеристике;

Θ — коэффициент заполнения материалом ковша; при полностенной спирали для угольной пыли — 0,4, для мелкого угля — 0,3;

$\rho_н$ — насыпная плотность угля, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

4.6.4. Производительность канатной дороги определяется по формуле

$$Q_{к.д} = 3600 \frac{V}{\alpha} v \cdot \rho_н, \text{ т/ч}, \qquad (4.36)$$

где

V — вместимость вагонеток, м^3; принимается по технической характеристике;

α — расстояние между вагонетками, м; принимается по технической характеристике;

v — скорость движения вагонетки, м/с; принимается по технической характеристике;

$\rho_н$ — насыпная плотность материала, т/м^3; принимается по табл. 4.3.

4.7. Расчет годовой производственной мощности обогатительной фабрики

При определении часовой производительности отдельных технологических процессов (звеньев) учитывается качество сырья, поступающего на фабрику, а также требования к качеству продуктов обогащения.

Часовая производительность обогатительной фабрики определяется по наименьшей часовой производительности технологического процесса (звена) с учетом ликвидации «узких» мест.

Производительность операции по горной массе, поступающей на фабрику, определяется по формуле

$$Q_{о.п} = \frac{Q_о}{\gamma_о} 100, \text{ т/ч}, \qquad (4.37)$$

где

Q_o — пропускная способность операций (звеньев), т/ч; принимается согласно выполненным расчетам для каждой операции;

γ_o — выход продукта на операцию в % к горной массе, поступающей на фабрику.

Результаты расчетов пропускной способности технологических операций сводятся в табл. 4.39.

Исходя из выбранной наименьшей часовой пропускной способности операции (звена), определяется годовая производственная мощность фабрики по следующей формуле

$$Q_{год} = \frac{Q_ч[(24-t_{н.л})m-t_{п.п.р}]K_г}{1000K_н}, \text{ тыс. т/год,} \qquad (4.38)$$

где

$Q_ч$ — часовая производительность фабрики по горной массе, т/ч; принимается наименьшее значение из табл. 4.39, графа 4;

$t_{н.п}$ — продолжительность нормируемых простоев фабрики в течение суток на пуск и остановку (принимается равной 1 ч);

m — планируемое количество дней работы фабрики в году;

$t_{п.п.р}$ — планируемый годовой фонд времени на планово-предупредительный ремонт оборудования, ч;

$K_н = 1{,}15$ — коэффициент неравномерности, учитывающий изменение ситового и фракционного состава обогащаемых углей;

$K_г = 0{,}95$ — коэффициент готовности, учитывающий простои оборудования из-за технических неисправностей.

Таблица 4.39

Производительность технологических операций обогатительной фабрики

Операции (звенья) технологической схемы	Выход продукта на i-ю операцию в % к исходному углю, поступающему на фабрику	Производительность, т/ч	
		операции (звена)	приведенная к исходному углю, поступающему на фабрику
1. Углеприем			
2. Классификация			
3. Обогащение			
. . . . .			
. . . . .			

Определение годового объема переработки рядового угля должно осуществляться в соответствии с существующей системой учета, исходя из установленной производственной мощности фабрики по формуле

$$Q_{пл} = Q_{год} - Q_{п}, \text{ тыс. т/год,}$$

где

$Q_{п}$ — скидка с добытой горной массы, тыс. т/год, определяется по формуле

$$Q_{п} = \frac{Q_{ф}(A^{d}_{ф} - A^{d)}_{н})}{A^{d}_{п} - A^{d}_{н}}, \text{ тыс. т/год;}$$

где

$Q_{ф}$ — фактическая добыча горной массы, тыс. т/год;

$A^{d}_{ф}$ — фактическая зольность горной массы, %;

$A^{d}_{н}$ — средняя норма зольности, %;

$A^{d}_{п}$ — зольность минеральных примесей, %.

5. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОПЕРАЦИЙ (ЗВЕНЬЕВ) БРИКЕТНОЙ ФАБРИКИ

5.1. Производственная мощность брикетных фабрик определяется расчетом производительности отдельных звеньев технологической схемы и приведения ее к влажности брикетов. Это обусловлено тем, что производственная мощность брикетных фабрик определяется не по исходному углю, а по выпуску готовой продукции — брикетов. Затем путем сравнения производительности звеньев по сухому материалу определяется наиболее напряженный участок, производительность которого принимается для расчета производственной мощности брикетной фабрики.

Производительность звеньев, аналогичных углеобогатительной фабрике (классификация, сушка и др.), рассчитывается по формулам, приведенным в соответствующих разделах определения производительности звеньев обогатительной фабрики.

5.2. Производительность отделения сушки по исходному материалу определяется по формуле

$$Q_{о.с} = \frac{F \cdot A \cdot (100 - W_с) \cdot Z \cdot K_{с.а}}{1000(W_и - W_с)}, \text{ т/ч}, \qquad (5.1)$$

где

F — площадь поверхности нагрева сушки, $м^2$;
A — напряженность сушки по влаге (съем влаги с 1 $м^2$ площади поверхности сушки), кг/($м^2$•ч);
$W_и$ — влажность исходного материала, %;
$W_с$ — влажность сушонки, %;
Z — количество сушильных агрегатов в отделении;
$K_{с.а}$ — коэффициент использования сушильных агрегатов; принимается равным 0,9.

5.3. Производительность прессов (вальцевых и штемпельных) определяется по формуле

$$Q_{п.о} = 0{,}00006\ P \cdot ч \cdot n \cdot Z \cdot K_п, \text{ т/ч}, \qquad (5.2)$$

где

P — масса брикета, г;
ч — количество ячеек на цилиндрической поверхности вальца или количество штемпелей; принимается по технической характеристике;
n — частота вращения вальца или штемпельного вала, об/мин; принимается по технической характеристике;
Z — количество прессов в отделении;
$K_п$ — коэффициент использования прессов; принимается равным 0,7.

Общая производительность брикетных отделений определяется как сумма производительностей всех установленных в них прессов.

5.4. Производительность звеньев технологической схемы, приведенная к влаге брикетов, определяется по формуле

$$Q_б = Q_и \frac{100 - W_и}{100 - W_б}, \text{ т/ч}, \qquad (5.3)$$

где

$Q_и$ — производительность звена по исходному материалу, т/ч;
$W_и$ — влажность исходного материала, %;
$W_б$ — влажность брикетов, %.

Результаты расчетов сводятся в табл. 5.1. После этого путем срав-

нения производительности, приведенной к влаге брикетов, определяется наиболее нагруженное звено, т. е. звено, имеющее наименьшую производительность.

Таблица 5.1

Пропускная способность технологических операций брикетной фабрики

Звенья технологической схемы	Производительность, т/ч	
	по исходному материалу	по материалу, приведенному к влаге брикетов
1.		
2.		
3.		
и т. д.		

5.6. Производственная мощность брикетной фабрики определяется по формуле

$$Q_{год} = \frac{Q_ч(24m - t_{п.п.р}) \cdot K_г}{1000}, \text{ тыс. т/год,} \qquad (5.4)$$

где

$Q_ч$ — часовая производительность фабрики, т/ч; принимается как наименьшая величина из табл. 5.1, графа 3;

m — планируемое количество дней работы фабрики в году;

$t_{п.п.р}$ — планируемый годовой фонд времени на планово-предупредительный ремонт оборудования, ч;

$K_г$ — коэффициент готовности, учитывающий простои оборудования из-за технических неисправностей; принимается равным 0,95.

ЛИТЕРАТУРА

1 Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Ч 1. Технологические схемы ИГД им. А. А. Скочинского. М., 1979.

2. Нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. М., 1991.

3 Методика расчета нагрузки на очистной забой. В кн.: Методические документы по определению нагрузок на очистные забои угольных шахт. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1980.

4. Нормативы нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. ИГД им. А. А. Скочинского. М., 1982.

5. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М., Недра, 1976, 303 с.

6. Основные положения по проектированию подземного транспорта для новых и действующих угольных шахт. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1986, 355 с.

7. Инструкция по применению комплексной программы «Подземный транспорт» для оценки пропускной способности, определения параметров и выбора оборудования транспортных систем действующих и проектируемых угольных шахт. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1988.

8. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. МакНИИ, 1989, 319 с.

9 Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах М , Недра, 1986, 447 с

10 Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах М , Недра, 1982, 328 с

11 Единые нормы выработки на экскавацию и транспортирование горной массы на открытых работах Минуглепром СССР, М , 1978, 207 с

12 Положение о техническом обслуживании и ремонте подвижного состава автомобильного транспорта Минуглепром СССР, М , 1972, 40 с

13 Положение о планово-предупредительном ремонте оборудования открытых горных работ на предприятиях угольной промышленности СССР. Минуглепром СССР, М., 1983, 46 с.

14 Инструкция по расчету нормативно-эксплуатационной производительности экскаваторов и комплексов машин непрерывного действия. УкрНИИпроект, Киев, 1980, 181 с.

15. Указания по разработке единых технологических процессов (ЕТП) работы подъездных путей и станций примыкания. М., Транспорт, 1970, 102 с.

16. Оборудование для обогащения угля: Справочное пособие под ред. Б. Ф. Братченко — М., Недра, 1979, 335 с.

17. Методика определения производительности инерционных грохотов при грохочении каменных и бурых углей, антрацитов и горючих сланцев. М., ИОТТ, 1980, 26 с.

18 Фоменко Т Г , Бутовецкий В С , Погарцева Е М Технология обогащения углей· Справочное пособие. М., Недра, 1976, 304 с

19. , Нормы технологического проектирования углеобогатительных фабрик. ВНТПОФ Минуглепром СССР, М., 1984, 585 с.

20. Справочник по обогащению углей М., Недра, 1974, 488 с.

21 Лурье З С. Транспортные устройства и склады обогатительных фабрик М , Недра, 1976, 184 с

ИНСТРУКЦИЯ
по расчету производственных мощностей действующих предприятий
по добыче и переработке угля (сланца) разработана институтами ЦНИЭИуголь, ИГД им. А. А. Скочинского, Макнии, ИГМ им. М. М. Федорова, Укрниуглеобогащение, Укрниипроект, ИГТМ АН Украины

Ответственные за выпуск:
Балашов И. Б. (Минтопэнерго РФ), Азимов Б. В.,
Литовченко Е. М. (компания «Росуголь»), Мещеряков А. А. (ЦНИЭИуголь)

Техн. редактор Е. Н. Уварова
Корректор Г. Н. Евлентьева

Сдано в набор 1.09.93 г. Подп. в печать 27.09.93г.
Формат 60x90/16 Печать офсетная. Бумага для множ. аппаратов
Усл. печ. л. 6,25. Усл. кр. отт. 6,50. Уч.-изд. л. 5,92.
Тираж 500 экз. Заказ № 268 Изд. № М-510

gost.e-ecolog.ru

ЦНИЭИуголь. Типография. Москва, 103012, пр. Сапунова, д. 13/15