

Шеховцов В.С.

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Учебное пособие

*Новокузнецк
2011*

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»

В.С. Шеховцов

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Допущено Учебно-методическим
объединением вузов Российской Федерации
по образованию в области горного дела
в качестве учебного пособия для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Подземная разработка месторождений
полезных ископаемых»,
направления подготовки «Горное дело»

Новокузнецк
2011

УДК 622.341(075)
Ш 544

Рецензенты:

доктор технических наук, профессор кафедры экологии
и естествознания Новокузнецкого филиала-института КемГУ
Б.М. Стефанюк;

доктор технических наук, профессор,
генеральный директор ООО «ВостНИГРИ»
Л.М. Цинкер

Шеховцов В.С.

Ш 544 Проектирование систем разработки рудных месторожде-
ний: учебное пособие / В.С. Шеховцов; Сиб. гос. индуст. ун-т.–
Новокузнецк: СибГИУ, 2011. – 103 с.
ISBN 978-5-780-0358-0

Изложены основные положения выбора и сравнительной
экономической оценки конкурентно-способных систем разра-
ботки. Приведена методика расчета показателей системы раз-
работки, в том числе, и экономической части проекта системы
разработки.

Предназначено для студентов, обучающихся по специ-
альности «Подземная разработка месторождений полезных
ископаемых», направления подготовки «Горное дело» всех
форм обучения

УДК 622.341 (075)

ISBN 978-5-7806-0358-0

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2011
© Шеховцов В.С., 2011

Оглавление

Предисловие.....	4
1 Система разработки и ее основные технико-экономические показатели.....	6
1.1 Контрольные вопросы и задания.....	7
2 Классификация систем разработки рудных месторождений и краткая характеристика классов.....	8
2.1 Контрольные вопросы и задания.....	17
3 Выбор и сравнительная экономическая оценка систем разработки.....	18
3.1 Методика выбора систем разработки	18
3.2 Сравнительная экономическая оценка систем разработки.....	24
3.3 Контрольные вопросы и задания.....	41
4 Краткие сведения о подготовке рудных месторождений к отработке	42
4.1 Деление шахтного поля на этажи и блоки.....	42
4.2 Схемы подготовки этажных горизонтов.....	45
4.3 Подготовительные и нарезные выработки.....	49
4.4 Контрольные вопросы и задания.....	54
5 Расчет показателей системы разработки.....	55
5.1 Расчет подготовительно-нарезных работ.....	55
5.2 Расчет показателей извлечения руды по стадиям работ в блоке	56
5.3 Основные процессы очистных работ.....	58
5.4 Расчет трудовых, материальных и энергетических затрат по стадиям и процессам очистных работ.....	63
5.5 Контрольные вопросы и задания.....	66
6 Экономическая часть проекта системы разработки.....	68
6.1Контрольные вопросы и задания.....	73
Заключение.....	74
Библиографический список.....	75
Приложения.....	76

ПРЕДИСЛОВИЕ

Потери и особенно разубоживание руды при подземной разработке остаются пока довольно высокими. На рудниках черной и цветной металлургии потери и разубоживание руды достигают 25 – 30 %, а в условиях, опасных по прорывам глинистых пород, потери нередко составляют 50 – 70 %. Снижение полноты и качества извлечения запасов руд при подземной разработке связано, главным образом, с тем, что постепенно исчерпываются месторождения, залегающие в благоприятных горно-геологических условиях, и осуществляется переход к добыче в сложных природных условиях.

К основным усложняющим факторам разработки рудных залежей, оказывающим влияние на показатели извлечения, относятся извилистые контакты с вмещающими породами; изменчивость мощности и угла падения; чередование крепких руд с легкообрушаемыми прослоями пустых пород; тектонические нарушения и недостаточная устойчивость рудных и породных обнажений; высокая интенсивность проникновения раздробленных слабоустойчивых вмещающих пород при выпуске руды; увеличение глубины горных работ до 1500 м и бо-

лее, рост горного давления, в том числе в динамической форме; ухудшение сыпучести руды; наличие слепых рудных залежей и др.

Технико-экономические показатели горного предприятия в конечном итоге определяются уровнем потерь и разубоживания, то есть показателями извлечения. Потери и разубоживание руды зависят прежде всего от применяемой системы разработки. Минимальных потерь полезного ископаемого достигают при правильном выборе систем разработки с учетом горно-геологических и горнотехнических условий.

К системам разработки предъявляются те же требования, что и в целом к разработке месторождений. Применяемая система разработки должна прежде всего обеспечивать безопасность ведения горных работ, их экономичность, наименьшие экономически и технически оправданные потери полезного ископаемого, охрану окружающей среды.

При подземной разработке рудных месторождений основной объем добычи приходится на системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород, этажно-камерную и с закладкой выработанного пространства. Широкое распространение получили высокопроизводительные системы разработки с использованием комплекса самоходного оборудования. Более 50 % добычи руд цветных металлов осуществляется указанным способом, в том числе около 30 % – системами разработки с твердеющей закладкой.

Цель данного учебного пособия заключается в овладении навыками выбора, сравнительной экономической оценки и расчета показателей выбранной системы разработки.

1 СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ И ЕЕ ОСНОВНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Для ведения очистных работ необходимо осуществлять подготовку залежи. Подготовительно-нарезные выработки можно проводить как заблаговременно, до начала очистных работ, так и одновременно с ними. Таким образом, между подготовительными и очистными работами имеется связь во времени и пространстве.

Совокупность подготовительно-нарезных и очистных работ, определенный порядок их ведения, увязанных во времени и пространстве, называется системой разработки [1].

К системам разработки предъявляются те же требования, что и вообще к разработке месторождений. Применяемая система разработки должна обеспечивать безопасность ведения горных работ, их экономичность, наименьшие экономически и технически оправданные потери полезного ископаемого, охрану окружающей среды.

Соответствие системы разработки правилам безопасности подтверждается тем, что проект новой системы рассматривается и утверждается органами Ростехнадзора.

Экономичность обеспечивает применение комплексной механизации и автоматизации всех производственных процессов, проведение наименьшего числа подготовительно-нарезных выработок и применение передовых методов организации труда.

Минимальных потерь полезного ископаемого достигают при правильном выборе систем разработки с учетом горно-геологических и горнотехнических условий.

Требование к системе разработки состоит в том, чтобы сумма приведенных затрат и экономического ущерба была минимальной, т.е.

$$C + KE + U_{П.Р.} \rightarrow \min, \quad (1.1)$$

где C – издержки производства (себестоимость добычи руды), руб./т;

K – удельные капитальные вложения на оборудование и горные выработки, руб./т;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (рекомендуется принимать $E = 0,12$);

$U_{П.Р.}$ – экономический ущерб от потерь и разубоживания руды, руб./т.

При рассмотрении систем разработки необходимо приводить следующие основные технико-экономические показатели:

- производительность труда забойного рабочего и по системе разработки (с учетом подготовительно-нарезных работ), т/смену;
- производительность блока, тыс. т/мес;
- потери руды, %;
- разубоживание руды, % ;
- расход ПНР, м/1000 т подготовленных запасов.

Сравнивать надо системы в сходных условиях (при равной мощности и крепости руды).

При изложении системы разработки рекомендуется следующая последовательность:

1) сущность системы (отличительные особенности и условия ее применения: устойчивость руд и вмещающих пород, мощность и угол падения залежи и т.д.);

2) способ подготовки и основные параметры системы разработки (длина, ширина, высота блока, размеры камер и целиков, расстояние между откаточными выработками (штреками, ортами и др.). Очистная выемка в блоке;

3) варианты системы разработки и их отличительные особенности;

4) технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка системы разработки.

1.1 Контрольные вопросы и задания

1. Дайте определение понятию «система разработки».
2. Какие основные требования предъявляются к системе разработки?
3. В чем заключается экономическое требование к системе разработки?
4. Назовите основные технико-экономические показатели системы разработки.
5. Какая производительность труда выше, забойного рабочего или по системе разработки?

2 КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КЛАССОВ

Классификация – распределение систем разработки по группам на основании одного или нескольких выбранных признаков.

В настоящее время в учебной литературе используются классификации акад. М.И. Агошкова, проф. Р.П. Каплунова и проф. В.Р. Именитова. Основным классификационным признаком во всех этих классификациях является состояние выработанного пространства (способ поддержания).

При изучении курса систем разработки по направлению «Горное дело» специализации «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» принята классификация проф. В.Р. Именитова [1].

По классификации проф. В.Р. Именитова все системы разработки рудных месторождений разделены на три класса по принципу поддержания очистного пространства в период извлечения отбитой руды (таблица 2.1).

1 класс. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства. Отличается тем, что при отработке блока (панели) или основной его части очистное пространство в период выемки руды поддерживается за счет собственной устойчивости окружающих пород и рудных целиков. Применяют эти системы преимущественно при устойчивой руде и вмещающих породах.

Основные производственные процессы очистной выемки: отбойка и доставка, а при необходимости и вторичное дробление.

2 класс. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания очистного пространства) отличаются тем, что при отбойке всего блока или основной его части выпускают отбитую руду самотеком под обрушенными непосредственно на нее вмещающими породами. Применяют эти системы в мощных и средней мощности залежах (более 10 – 15 м) при возможности и допустимости обрушения вышележащих пород и земной поверхности. Это условие используется для дешевой добычи руды без оставления части ее в постоянных целиках.

Производственные процессы очистной выемки те же, что и в первом классе.

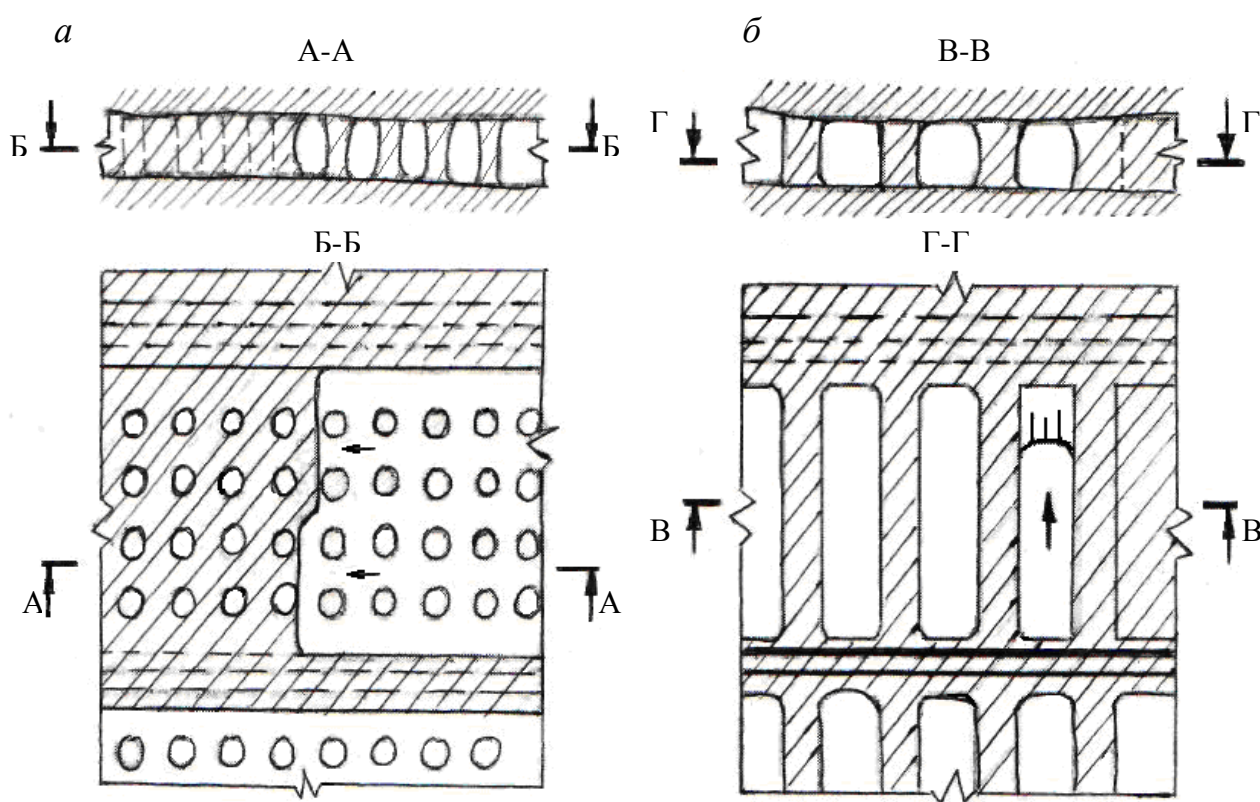
Таблица 2.1 – Классификация систем подземной разработки рудных месторождений по проф. В.Р. Именитову

Класс	Группа	Система разработки
I Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	<p>А Системы с естественным поддержанием очистного пространства и механизированной доставкой в нем руды</p> <p>Б Системы с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды</p>	<p>1 Сплошная система</p> <p>2 Камерно-столбовая система</p> <p>3 Камерная система</p> <p>4 Система с отбойкой из магазина</p> <p>5 Другие системы разработки данной группы</p>
II Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства)	<p>А Системы этажного обрушения</p> <p>Б Системы подэтажного обрушения</p>	<p>1 Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой</p> <p>2 Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами</p> <p>3 Этажное самообрушение</p> <p>4 Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды</p> <p>5 Подэтажное обрушение с донным выпуском руды</p>
III Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства	<p>А Системы с закладкой</p> <p>Б Системы с креплением</p> <p>В Системы с креплением и последующим обрушением</p>	<p>1 Однослойная выемка с закладкой</p> <p>2 Горизонтальные слои с закладкой</p> <p>3 Наклонные слои с закладкой</p> <p>4 Система разработки тонких жил с отдельной выемкой</p> <p>5 Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой</p> <p>6 Столбовая система с обрушением</p> <p>7 Слоевое обрушение</p> <p>8 Другие системы разработки данной группы</p>

3 класс. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства отличаются тем, что во время выемки руды очистное пространство поддерживают закладкой или крепью, размещенной в очистном пространстве. Применяется преимущественно при ценных рудах в тех горно-геологических условиях, в которых использовать системы первых двух классов невозможно или невыгодно в связи с высокими потерями руды.

К производственным процессам очистной выемки кроме отбойки и доставки руды добавляется закладка или крепление, либо то и другое.

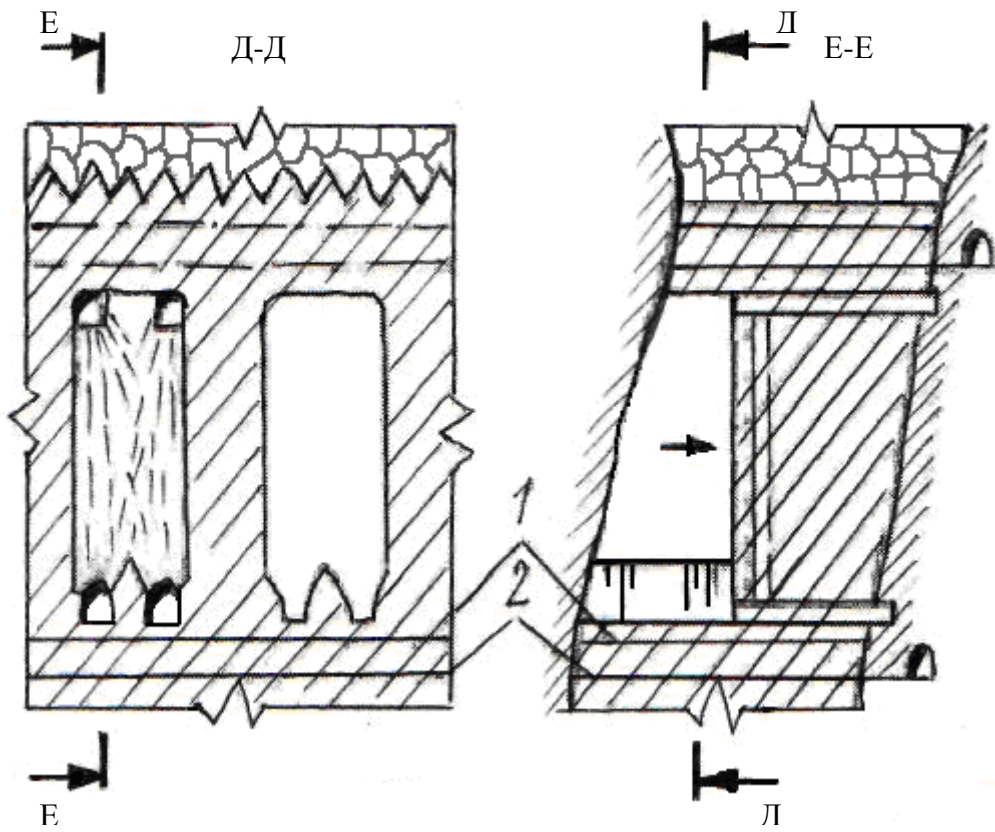
Основные системы разработки I, II, III классов приведены соответственно на рисунках 2.1, 2.2, 2.3.



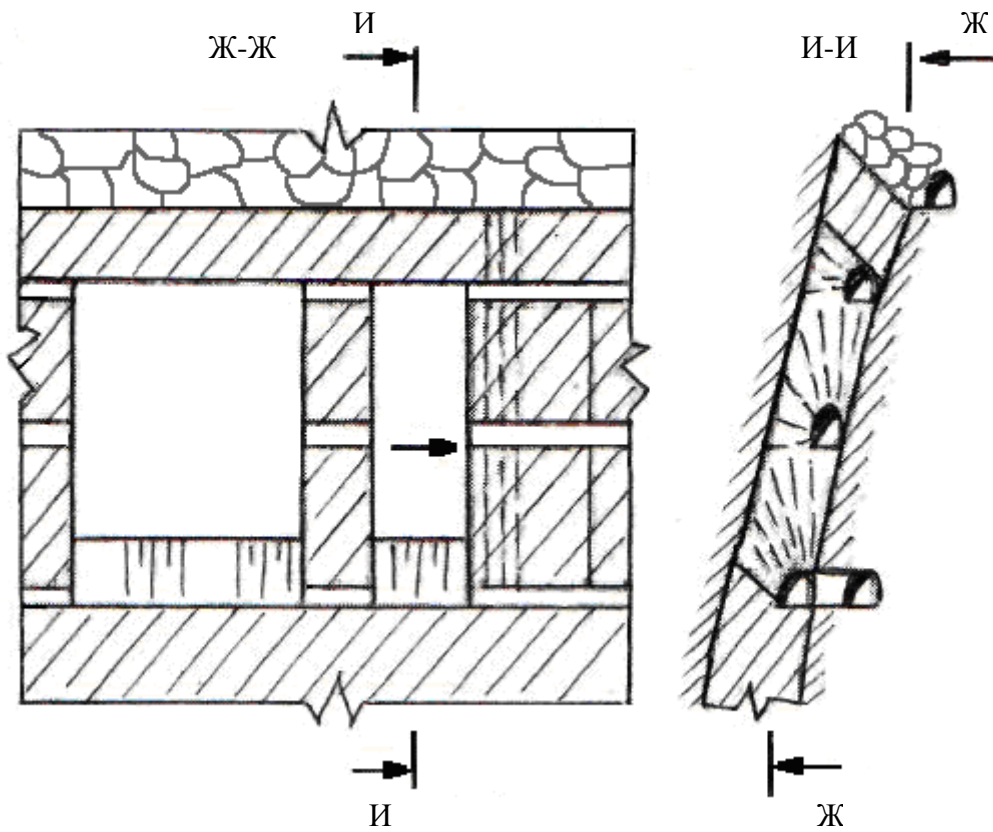
a – сплошная; *б* – камерно-столбовая; *в* – камерная, вариант с этажной отбойкой (1 горизонт доставки руды; 2 – горизонт откатки); *г* – камерная, вариант с подэтажной отбойкой; *д* – вариант с отбойкой из магазинов.

Рисунок 2.1 – Основные системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства.

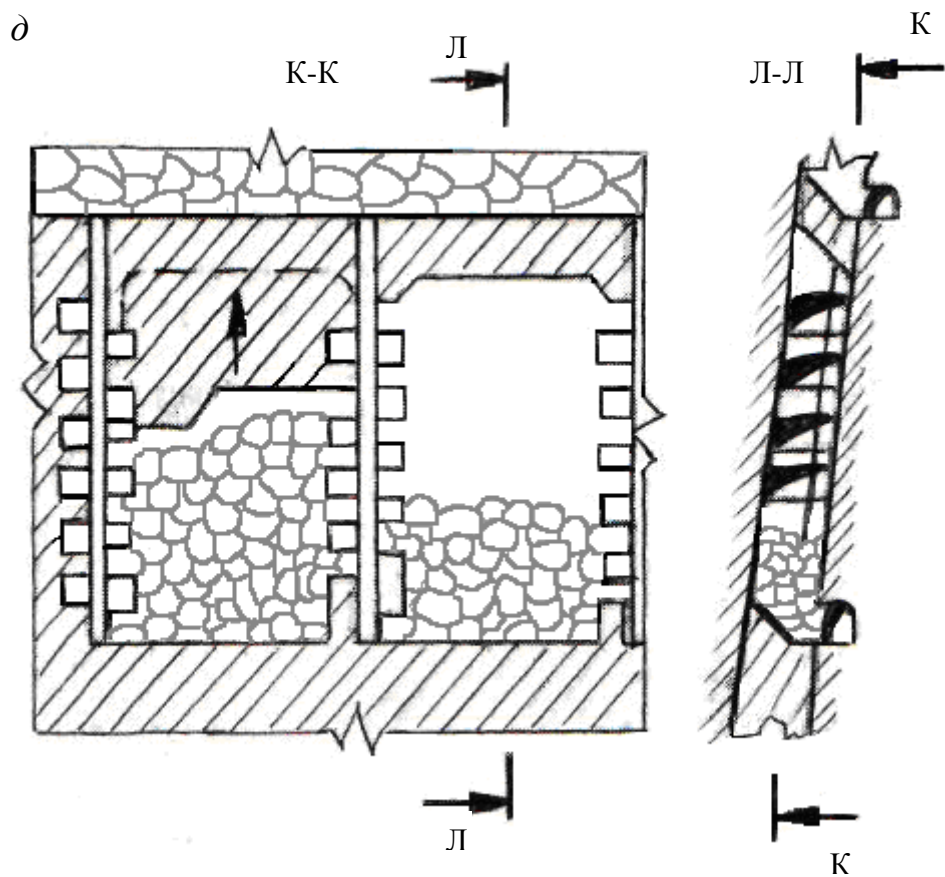
в



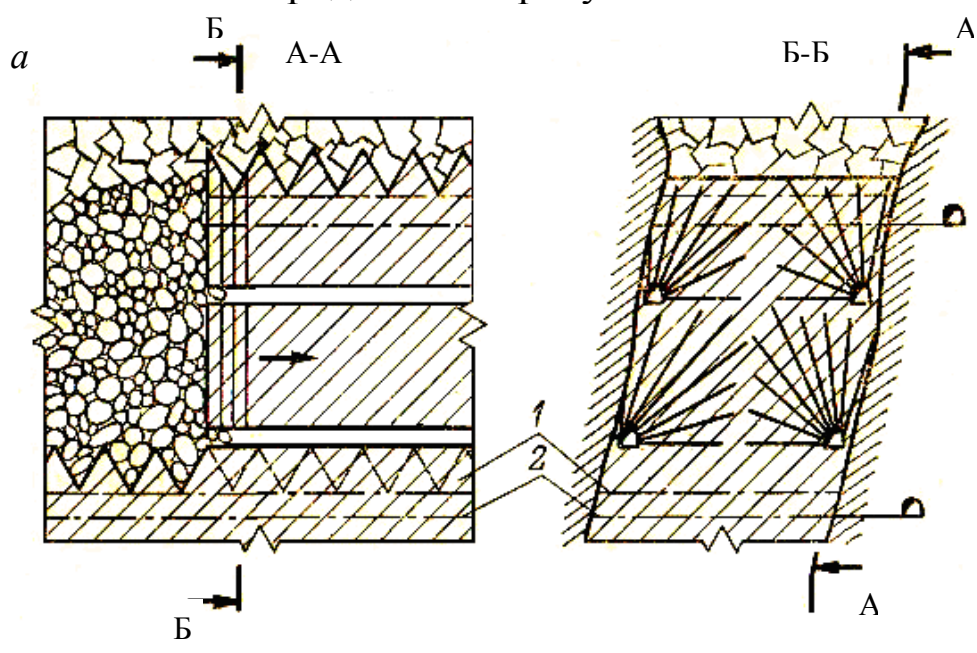
г



Продолжение рисунка 2.1

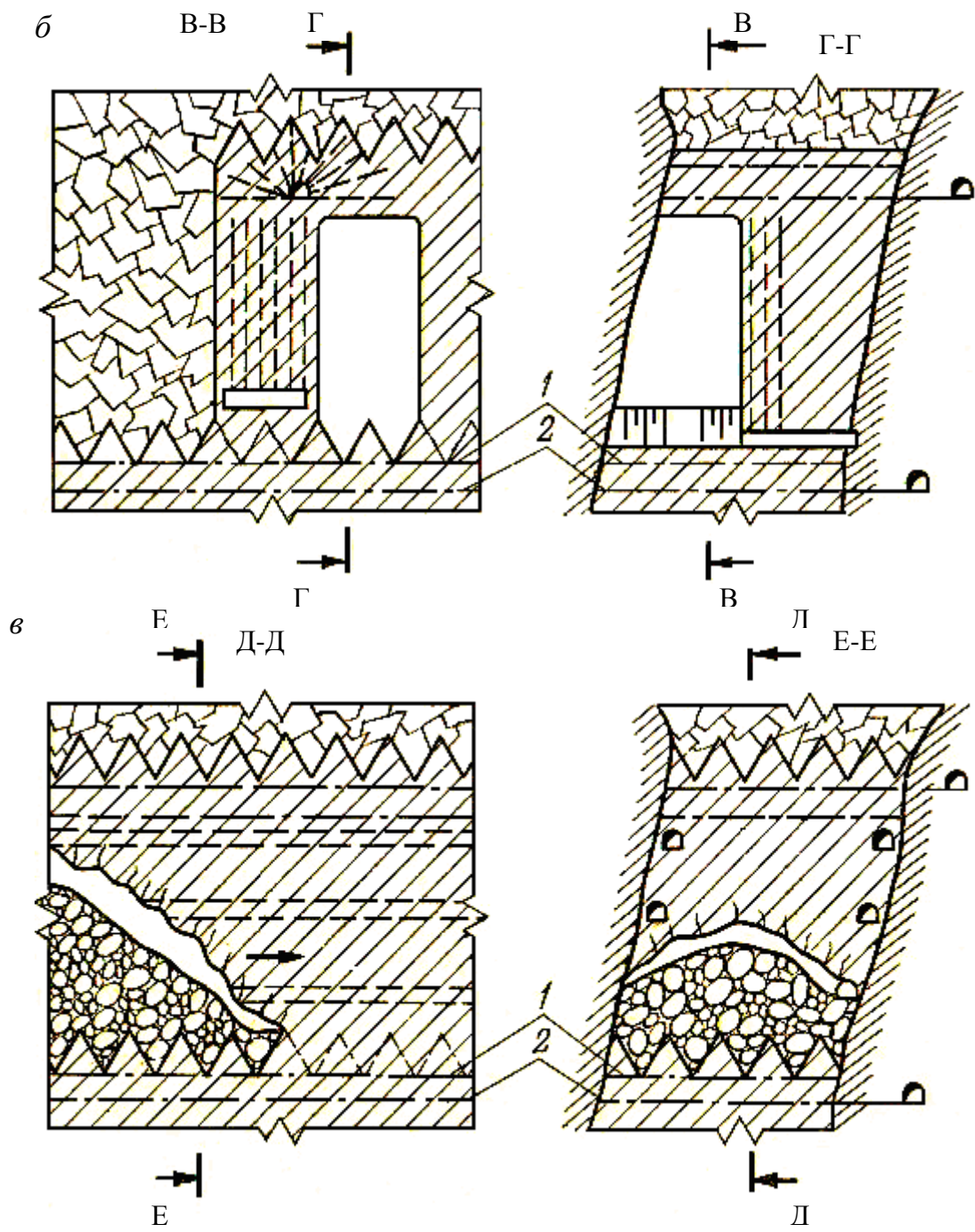


Продолжение рисунка 2.1

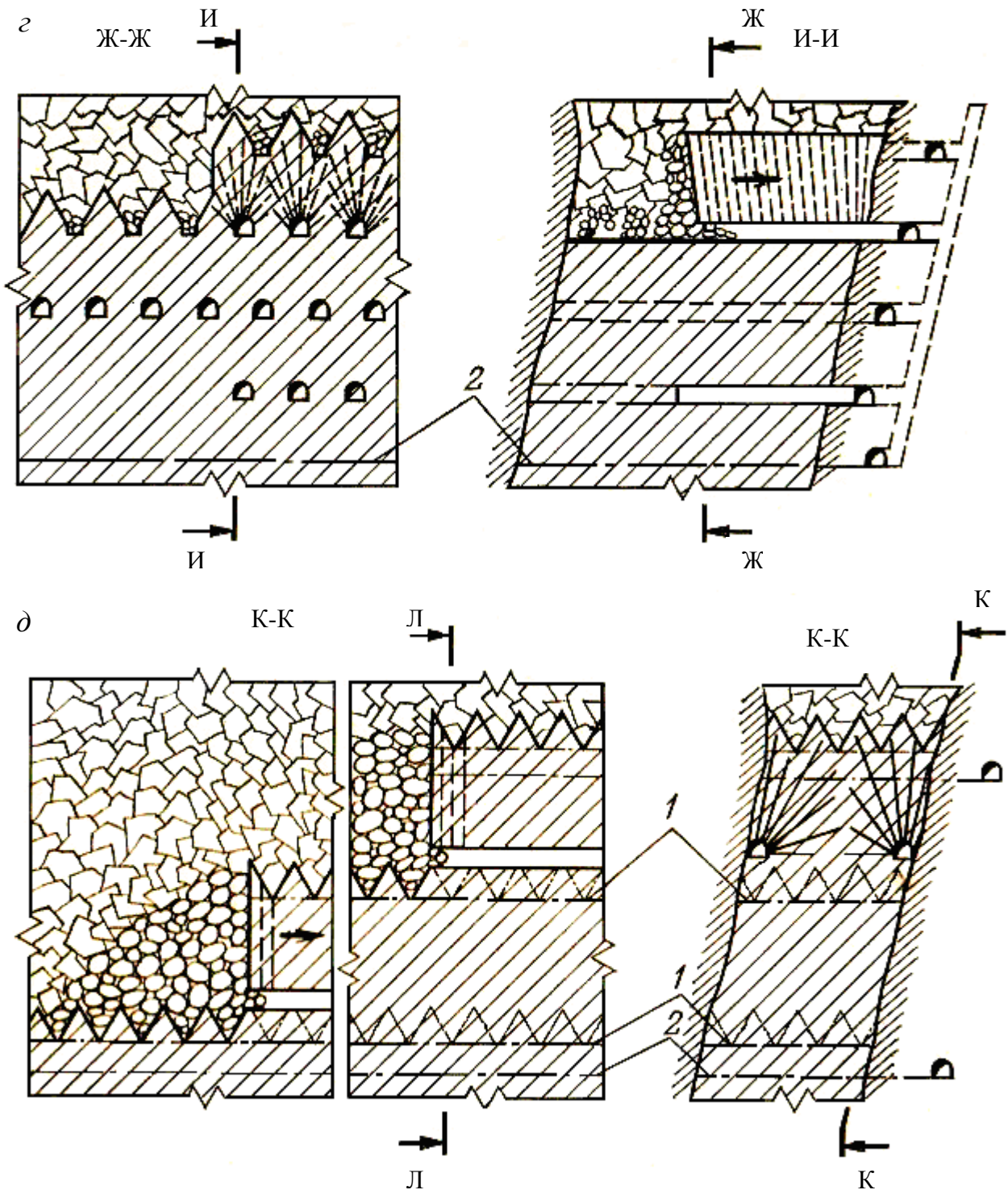


a – этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой; *б* – этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами; *в* – этажное самообрушение; *г* – подэтажное обрушение с торцевым выпуском; *д* – подэтажное обрушение с донным выпуском; 1 – горизонт доставки; 2 – горизонт откатки; стрелками показано направление выемки

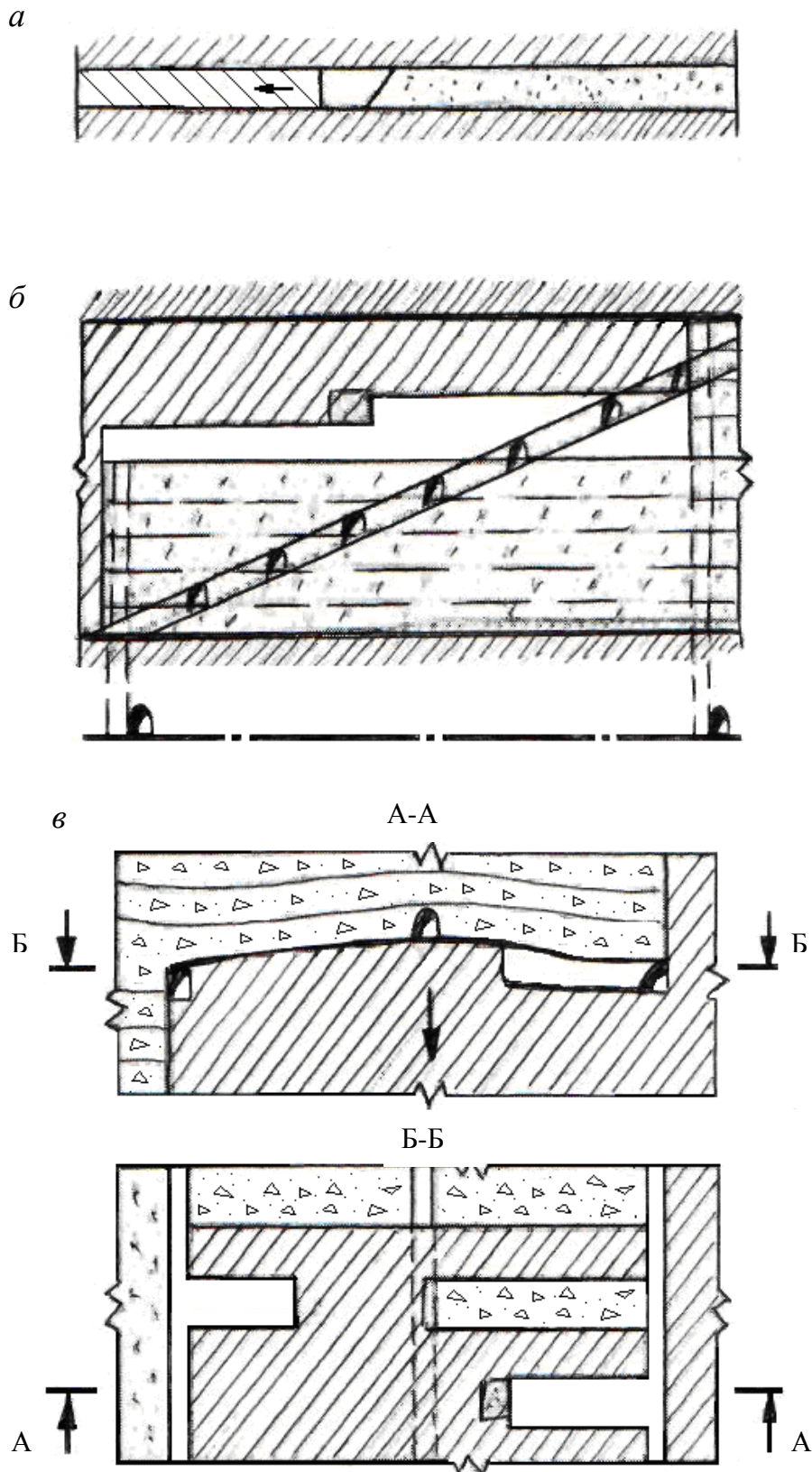
Рисунок 2.2 – Основные системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород



Продолжение рисунка 2.2

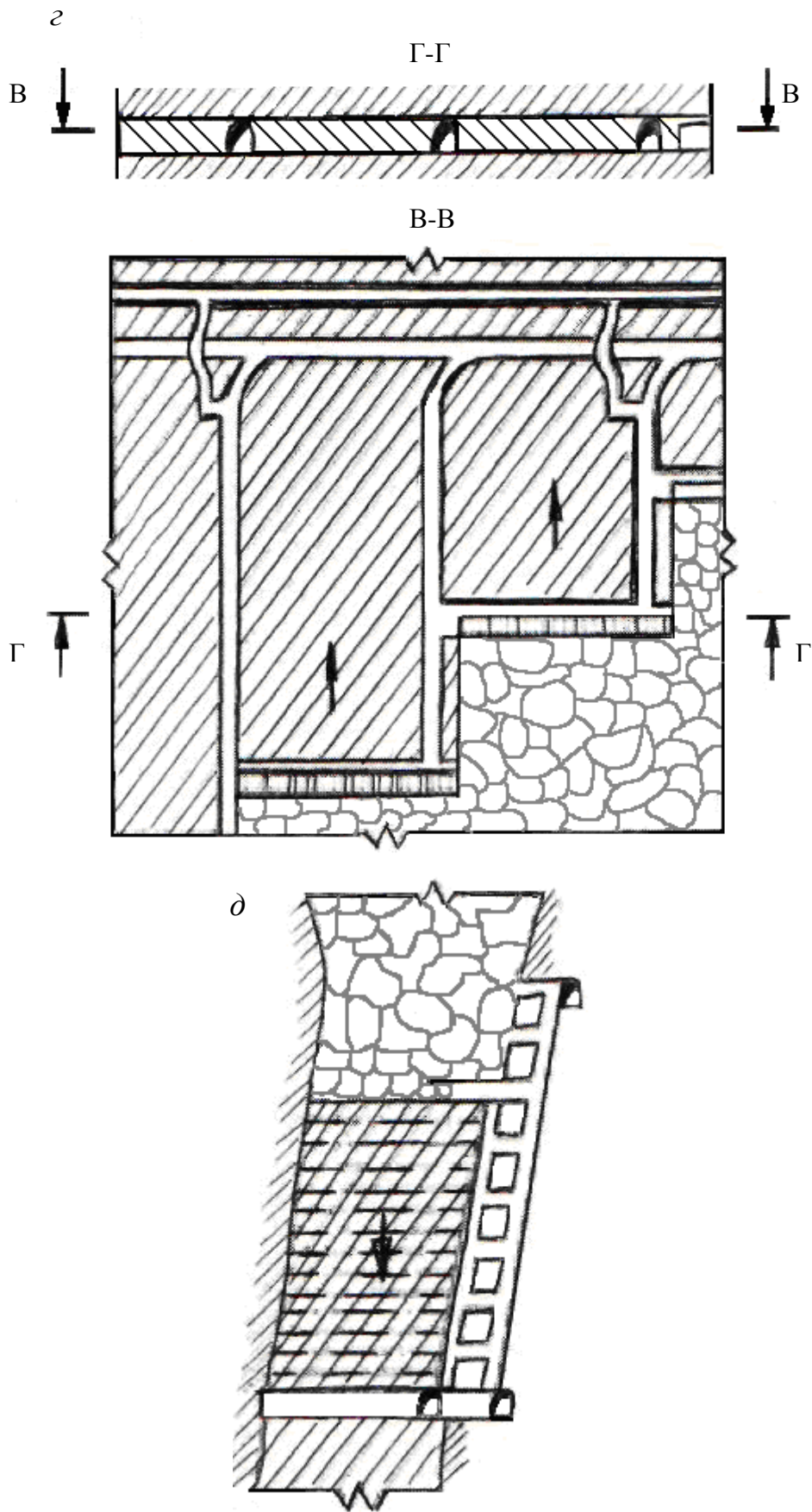


Продолжение рисунка 2.2



a – однослойная выемка с закладкой; *б* – горизонтальными слоями; *в* – нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; *г* – столбовая с обрушением; *д* – слоевое обрушение (стрелками показано направление выемки)

Рисунок 2.3 – Основные системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства



Продолжение рисунка 2.3

2.1 Контрольные вопросы и задания

1. Что означает классификация систем разработки и с какой целью она разрабатывается?
2. Назовите основной классификационный признак в классификации систем разработки проф. В.Р. Именитова.
3. Назовите основную отличительную особенность систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства, условия применения. Какие системы относятся к этому классу?
4. Назовите основную отличительную особенность класса систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, условия применения. Какие системы относятся к этому классу?
5. Назовите отличительную особенность класса систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, условия применения. Какие системы относятся к этому классу?

3 ВЫБОР И СРАВНИТЕЛЬНАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

3.1 Методика выбора систем разработки

Первоначально выбирают все технически приемлемые системы в рассматриваемых условиях. Из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т.е. заведомо лучшие по каким-то показателям и не хуже по другим показателям. В итоге оставляют 2 – 3 системы для экономического сравнения. При окончательном выборе учитывают дополнительные факторы, которые не могли получить численную оценку.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, условно делят на постоянные (учитываемые в любых случаях) и переменные, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных случаях.

Постоянные факторы – устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы – возгораемость руды, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности; наличие над месторождением песков и глин; наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд; четкость и правильность контактов залежи; большая глубина разработки; отсутствие дешевых материалов для монолитной закладки; обособленное залегание небольших рудных тел; ценность руды. На действующих рудниках дополнительными соображениями являются освоенность рудником определенной системы, механизация работ. Отбор конкурентоспособных систем разработки ведется в две стадии.

Первая стадия – постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных и переменных факторов в определенном порядке. При рассмотрении каждого из факторов последующие факторы еще не принимаются во внимание. Системы разработки, неприемлемые по какому-то фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения.

Вторая стадия – из числа оставшихся систем в пределах каждого класса выбираются заведомо лучшие по каким-либо одинаковым показателям при постоянстве других показателей, например, более дешевые и производительные при одинаковых показателях потерь и разубоживания руды. В результате отбора обычно остаются две-три

системы разработки, из которых одна более производительная, а другая дает более полное извлечение руды.

В таблице 3.1 приведен порядок отбора конкурентоспособных систем разработки по постоянным и переменным факторам.

Таблица 3.1 – Выбор систем разработки по постоянным и переменным факторам

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
А Постоянные:			
1 Устойчивость руд и вмещающих пород 1.1 Устойчивая руда и устойчивые вмещающие породы	Все системы разработки	Все системы разработки кроме этажного самообрушения; система этажного обрушения с предохранительной подушкой	Все системы разработки кроме столбовой с обрушением руды и вмещающих пород
1.2 Устойчивая руда и неустойчивые вмещающие породы	Применимы в мощных и средней мощности залежах с оставлением предохранительной рудной корки около слабых боковых пород; при средней устойчивости вмещающих пород применимы системы с отбойкой из магазинов и камерная с магазинированием	Все системы разработки кроме этажного самообрушения	Все системы разработки без ограничений
1.3 Неустойчивая руда (вмещающие породы любой устойчивости)	Не применимы	Все системы в вариантах для неустойчивых руд	Системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород; нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; системы с креплением (вместе с закладкой в мощных залежах)

Продолжение таблицы 3.1

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
2 Мощность и угол падения залежей 2.1 Крутое падение	Камерная система – при любой мощности (кроме малой при скважинной отбойке); с отбойкой из магазинов (практически при малой мощности, но не менее 1–1,3 м) во избежание заклинивания руды; с простой распорной крепью – при малой мощности	Система этажного обрушения – в мощных залежах; подэтажное обрушение – при мощности не менее 3–2 м (во избежание чрезмерного разубоживания)	Системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой – при любой мощности; система разработки тонких жил с отдельной выемкой – при мощности не более 0,3–0,4 м (по экономическим соображениям); системы с креплением – при любой мощности (при большой и средней вместе с закладкой); слоевое обрушение – при мощности не менее 2–1,8 м (во избежание заклинивания мата)
2.2 Пологое и наклонное падение	Сплошная и камерно-столбовая системы – при средней и малой мощности; камерная, с отбойкой из магазинов – в мощных залежах	Система этажного обрушения – в мощных залежах	Горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; системы с креплением; слоевое обрушение – при большой мощности; системы с однослойной выемкой – с закладкой, с усиленной распорной крепью, столбовая с обрушением – в маломощных залежах.

Продолжение таблицы 3.1

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
Б Переменные факторы (ограничения в выборе систем разработки)			
1 Возгораемость руд	Ограничивается применение систем разработки: с отбойкой из магазинов и др. систем, предусматривающих магазинирование при высокой возгораемости руды	Как правило не применимы. Как исключение (кроме этажного самообрушения) возможны при малой возгораемости	Как правило, приемлемы системы слоевого обрушения (как исключение при малой возгораемости и профилактическом заливании)
2 Слеживаемость руды	Исключаются применение систем с магазинированием, камерной	Исключается применение систем с этажным обрушением. При подэтажном обрушении ограничивается высота подэтажа	Нет ограничений
3 Необходимость сохранения земной поверхности	Приемлемы системы разработки с оставлением постоянных целиков	Исключается применение систем с обрушением вмещающих пород В отдельных случаях допускается обрушение вмещающих пород (большая глубина разработки, малой мощности залежи, пологом и наклонном падении (отношения глубины залежи Н к мощности М превышает предел $H:M=200$))	Исключаются системы разработки с обрушением вмещающих пород

Продолжение таблицы 3.1

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
4 Большая глубина разработки (более 600 м) а) залежи небольших размеров	Возможно применение всех классов систем разработки, что и при меньших глубинах, но при уменьшении размеров камер и увеличении целиков при высоком горном давлении		
б) залежи значительных размеров на глубинах от 0,6 – 0,8 до 1 – 1,5 км	Исключаются или ограничиваются системы с образованием камер и целиков. При мощных и средней мощности залежей системы исключаются	Применяемы лишь при крутом падении залежей с перепуском обрушенных пород со сплошной выемкой без оставления целиков и пустот	Наиболее приемлемые системы разработки с закладкой (предпочтительно с твердеющей). Система горизонтальных слоев с закладкой применима при достаточно устойчивой руде
в) залежи значительных размеров на глубинах более 1 – 1,5 км	Исключаются все системы разработки	В мировой практике не известны примеры применения систем с обрушением руды и вмещающих пород	Исключаются системы разработки горизонтальными слоями с закладкой. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой возможна в вариантах с применением металлической арматуры. Неприменимы системы с креплением и последующим обрушением
5 Характер контактов рудного тела а) неправильные контакты	Неблагоприятны для отбойки из магазинов	Приемлемы	Неблагоприятны для лемки наклонными слоями с закладкой и тонких жил с раздельной выемкой
б) четкие контакты	Приемлемы	Менее благоприятны	Приемлемы

Продолжение таблицы 3.1

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
6 Наличие в налегающих породах плавунцов, неосушенных песков, суглинков, карстов, заполненных водой и газом	При устойчивых рудах применяют камерно-столбовую систему разработки с последующей твердеющей закладкой. В вторую очередь вынимают целики («вторичные камеры») с твердеющей закладкой	Правилами безопасности запрещается применять системы, вызывающие обрушение вмещающих пород. Имеется опыт отработки под 30-метровой толщиной обводненных песков с предварительным их осушением (система поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды). На Марганецком ГОКе прошли промышленные испытания электрохимического закрепления глинистых песков, суглинков и глин)	Применяют горизонтальные слои с твердеющей закладкой, нисходящие слои с твердеющей закладкой
7 Наличие в рудном теле включений пустых пород и забалансовых руд	Исключаются системы разработки: сплошная, камерная, с отбойкой из магазина с оставлением прослоев в недрах	Исключаются системы этажного обрушения с оставлением прослоев в недрах	Не исключаются все системы разработки
8 Отсутствие дешевых материалов для твердеющей закладки	Влияют на выбор системы разработки в тех случаях, когда применение твердеющей закладки не является единственным техническим приемлемым решением, например, системы с обрушением руды и вмещающих пород при допустимости обрушения поверхности		
9 Обособленное залегание и небольшие размеры рудных тел по простиранию и падению	В этом случае рудное тело обрабатывают одним блоком. В практике известны случаи разработки обособленной залежи неустойчивых руд при запасе более 30–50 тыс.т. нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой с самоходным оборудованием, а при меньшем запасе – слоевым обрушением (с переносным оборудованием).		
10 Ценность руды	Из числа приемлемых по техническим факторам систем разработки отдают предпочтение при ценной руде системам дающим более полное извлечение руды, а при бедной руде – дешевым системам.		

3.2 Сравнительная экономическая оценка систем разработки

3.2.1 *Методика экономической оценки систем разработки.* С экономической точки зрения системы разработки различаются между собой, главным образом, материально-трудовыми затратами по подготовке к очистной выемке и показателями извлечения руды, а также затратами на транспорт и вспомогательные процессы, зависящие от концентрации горных работ. Это относится и к вариантам системы разработки.

Сравнительная экономическая оценка систем разработки исследовалась М.И. Агошковым, П.И. Городецким, Р.П. Каплуновым, О.А. Байконуровым, В.А. Шестаковым и др. [1].

Существует несколько методик оценки систем разработки. Примем одну из наиболее простых. Сравнение будем осуществлять по условиям максимально приведенного дохода или минимальной суммы приведенных затрат и ущерба от потерь и разубоживания.

Дадим пояснения некоторых понятий.

Доход – это то же, что и прибыль, т.е. равноценное понятие. Определение «приведенный» означает учет разновременности затрат: из дохода вычитается величина $E_H \cdot K$, как недополученная прибыль на других предприятиях отрасли в связи с отвлечением средств на строительство данного рудника (или подготовку и оборудование блока и т.п.).

Дополнительно к одному из перечисленных условий необходимо учитывать как самостоятельный показатель производительность труда и если она намного выше в одной из систем, то ей может быть отдано предпочтение несмотря на более высокие приведенные затраты.

В экономическом сравнении систем разработки фигурируют следующие их показатели:

C – материально-трудовые затраты на отработку 1 т рудного запаса, руб./т (тонны руды, рудной массы);

P – потери полезного компонента;

R – разубоживание руды;

K – удельные капиталовложения на отработку 1 т рудного запаса в год, руб.

Если одна из систем разработки лучше других по всем этим показателям или хотя бы по одному из них при равенстве остальных показателей, то она заслуживает предпочтения и дальнейшие расчеты не нужны.

Например, отработка залежи системой с магазинированием и системой горизонтальными слоями с закладкой. Потери и разубоживание

примерно равны, но первая система дешевле и поэтому ей отдается предпочтение.

С точки зрения экономической оценки почти все системы разработки могут быть разделены на две основные категории:

I категория – относительно дешевые, но дающие повышенные потери руды (основная часть систем I класса и все системы II класса);

II категория – сравнительно дорогие системы, обеспечивающие малые потери (все системы III класса и часть I класса).

Иногда вопрос выбора может быть решен логически, по аналогии с другими рудниками, но часто необходимо производить расчеты по изложенной методике.

В расчетах можно пользоваться как абсолютными величинами, так и удельными – на 1 т погашенного запаса (последние наиболее наглядные).

3.2.2 Оценочные критерии. С точки зрения сравнения технических решений возможны различные случаи: индексами 1 и 2 обозначим первую и вторую сравниваемые системы разработки (варианты) и относящиеся к ним показатели.

1 случай. Системы разработки различаются между собой по величине приведенных затрат, но не имеют существенного различия по потерям и разубоживанию руды:

$$E_n K_1 + C_1 \neq E_n K_2 + C_2; \quad \Pi_1 \approx \Pi_2; \quad R_1 \approx R_2.$$

В этом случае достаточно сопоставить системы только по сравнительным приведенным затратам и отдать предпочтение более дешевой системе, т.е. условие выбора

$$E_n \cdot K + C \rightarrow \min. \quad (3.1)$$

Например: параллельное и веерное расположение скважин. При веерном бурении меньше объем буровых выработок, но увеличивается расход бурения, снижается качество дробления и уменьшается производительность доставки. Показатели извлечения могут быть равные. В этом случае достаточно учесть материально-трудовые затраты. Для упрощения достаточно учитывать только сравнительные затраты, т.е. те, которые различны в вариантах.

2 случай. Одна из систем обеспечивает более дешевую добычу, а другая – лучшие показатели извлечения руды:

$$E_n K_1 + C_1 < E_n K_2 + C_2; \quad \Pi_1 > \Pi_2 \text{ и (или) } R_1 > R_2.$$

В этом случае сравнение систем основывается на максимизации удельного (на 1 т запаса руды) приведенного дохода от разработки рассматриваемого участка месторождения: $D \rightarrow \max$.

Это условие является общим и им можно пользоваться во всех случаях, но в некоторых можно обойтись более простыми расчетами.

Например, сравниваются система с обрушением руды и вмещающих пород и система с закладкой выработанного пространства. Первая система более дешевая (нет закладки), но дает повышенные потери и разубоживание (выпуск под налегающими обрушенными породами).

Наличие приведенных затрат снижает доход, но потери руды тоже снижают доход, т.к. уменьшают выход рудной массы, приносящей доход. Разубоживание руды тоже сокращает доход, поскольку снижает выход конечного продукта из 1 т рудной массы и увеличивает затраты на транспорт и передел.

Извлеченная ценность считается по концентрату, металлу или рудной массе в зависимости от того, что является товарной продукцией предприятия.

Удельный приведенный доход от погашения 1 т запасов руды (руб./т) определяется по выражению

$$D = K_{\partial} [C \cdot \gamma - E_n \cdot K_{p.m} - (C_{доб} + C_{тр} + C_{пер})], \quad (3.2)$$

где K_{∂} – выход рудной массы при добыче в долях единицы, зависит от потерь Π и разубоживания R руды и определяется из выражения

$$K_{\partial} = \frac{1 - \Pi}{1 - R}, \quad (3.3)$$

где $C \cdot \gamma$ – ценность конечного (товарного) продукта, полученного из 1 т рудной массы, руб./т;

C – замыкающая цена продукта (себестоимость в наименее благоприятных условиях отрасли или региона плюс нормативная прибыль, руб./т;

γ – выход конечного продукта из рудной массы в долях единицы;

$E_n \cdot K_{p.m}$ – недополученная прибыль на других предприятиях отрасли, руб./т (рудной массы);

$C_{доб}$ – себестоимость добычи рудной массы, руб./т;

$C_{мп}$ – себестоимость поверхностного транспорта, отнесенная к 1 т рудной массы (если товарный продукт – концентрат, то учитывают транспорт рудной массы с рудника на обогатительную фабрику, а если продукт – металл, то добавляют еще транспорт концентрата, полученного из 1 т рудной массы), руб./т;

$C_{пер}$ – себестоимость переработки 1 т рудной массы (обогащение или обогащение плюс металлургический передел), руб./т.

Выход товарного продукта из рудной массы определяется по формуле

$$z = \frac{b - t_1}{v_k - t_1}, \quad (3.4)$$

где a – содержание металла в добытой рудной массе, %;

v_k – содержание металла в первичном концентрате, %;

t_1 – содержание металла в хвостах обогащения, %.

Если товарным продуктом является рудная масса, то

$$C_{мп} = 0; C_{пер} = 0; z = 1.$$

При полиметаллической руде расчет можно вести по одному из металлов, остальные условно пересчитывают на него по коэффициентам пересчета (известны на предприятии). Если имеется несколько концентратов то можно пользоваться средневзвешенной ценой товарных продуктов и их выходом.

3 случай. Условия те же, что и во втором случае. Варианты различаются между собой одним-двумя элементами (при выборе варианта или параметра системы). Для одного варианта требуется больше материально-трудовых затрат, а в другом больше экономический ущерб от потерь и разубоживания.

Пример. При сплошной системе разработки в пологой залежи могут быть оставлены столбообразные целики (потери), либо возведены искусственные бетонные столбы. Во втором варианте требуются дополнительные затраты на возведение опор и на выемку руды оставленной в целиках, но потери в этом случае снижаются. Сравнение может быть по минимальной сумме сравнительных убытков

(приведенные сравнительные затраты по элементам, которыми варианты разнятся между собой). Расчет ведется на 1 т запаса, учитываются затраты только по добыче руды. Условие запишем в виде

$$E_n \cdot K + C + U_{ПР} \rightarrow \min, \quad (3.5)$$

где $U_{ПР}$ – ущерб от потерь и разубоживания.

4 случай. Один из сравниваемых вариантов (одно из значений параметра) системы разработки обеспечивает меньшие потери руды, а другой – меньшее разубоживание, но оба примерно равноценны по материально-трудовым затратам:

$$\begin{aligned} E_n \cdot K_1 + C_1 &\approx E_n \cdot K_2 + C_2; \\ \Pi_1 &< \Pi_2; \quad R_1 > R_2. \end{aligned}$$

В этом случае сравнение основывается на минимальных сравнительных условных потерях металла (полезного компонента), которые равны действительным потерям плюс условные потери, эквивалентные разубоживанию по величине экономического ущерба

$$\Pi + R \cdot K \rightarrow \min, \quad (3.6)$$

где K – коэффициент перевода разубоживания в условные потери.

Например, при спрямлении выемочного контура блока потери снижаются за счет увеличения разубоживания просечкой вмещающих пород.

Приближенно

$$K = \frac{a_{min} - b}{a - a_{min}}, \quad //(3.7)$$

где a, b – среднее содержание металла соответственно в руде и вмещающих породах;

a_{min} – минимальное промышленное содержание металла.

Условие оптимизации для 4-го случая в окончательном виде

$$\Pi + R \frac{1 - b/a_{min}}{a/a_{min} - 1} \rightarrow \min. \quad (3.8)$$

Краткая характеристика основных систем трех классов и рекомендуемые критерии для их сравнительной экономической оценки приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Краткая характеристика систем разработки и критерии для технико-экономического сравнения

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
<p>I Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства</p> <p>1 Сплошная система разработки</p> <p>1.1 Вариант с самоходным оборудованием.</p> <p>1.2 Вариант со скреперной доставкой</p>	<p>Руда и вмещающие породы устойчивые;</p> <p>пологие и наклонные залежи малой и средней мощности</p>	<p>В вариантах с самоходным оборудованием производительность труда забойного рабочего 70 – 170 т/смену, месячная производительность блока 30 – 60 тыс.т; при переносном оборудовании соответственно 30 – 60 т и 4 – 12 тыс.т.; расход ПНР- 1 – 2 м/1000 т;</p> <p>П=10 – 15%; R=3 – 5 %</p>	<p>При сравнении с системами, не требующими оставление целиков, сравнение осуществляется по условию максимального дохода. В вариантах с естественными и искусственными целиками сравнение осуществляется по сумме сравнительных убытков</p>
<p>2 Камерно-столбовая система разработки</p> <p>2.1 Вариант с самоходным оборудованием.</p> <p>2.2 Вариант с переносным оборудованием.</p> <p>2.3 Вариант с доставкой руды силой взрыва</p>	<p>Устойчивость руды и породы средняя. Пологие и наклонные залежи малой и средней мощности</p>	<p>Производительность труда забойного рабочего 60 – 100 т/смену; по системе разработки – 50 – 60 т/смену.</p> <p>Расход ПНР от 3 – 5 до 5 – 7 м/1000т.</p> <p>П=15 – 20 %; R=3 – 5 %</p>	<p>Экономическое сравнение с другими системами разработки возможно по условию максимального дохода</p>

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
<p>3 Камерная система разработки</p> <p>3.1 Вариант системы с подэтажной отбойкой вертикальными слоями и площадным выпуском руды</p> <p>3.2 Вариант системы с этажной отбойкой вертикальными слоями (этажно-камерная система разработки)</p>	<p>Руда и боковые породы устойчивые (при неустойчивых породах с оставлением рудной корки). Крутопадающие и мощные пологие залежи</p>	<p>Производительность камеры-6000–20000 т/месяц. Производительность труда забойного рабочего: при выемке камеры: 35 – 100 т/смену; блока – 35 – 70 т/смену; показатели извлечения</p> <p>– при выемке камеры $P=3 - 8 \%$; $R=3 - 8 \%$;</p> <p>– при сыпучей закладке камеры $P=7 - 10 \%$; $R=7 - 10 \%$;</p> <p>– при выемке блока с целиками $P=12 - 25 \%$; $R=12 - 25 \%$</p> <p>Удельный объем ПНР 3 – 9 м/1000т</p>	<p>Экономическое сравнение с системами других классов должно производиться по условию максимального дохода (при отбойке блока, т.е. камер и целиков)</p>
<p>4 Система разработки с отбойкой из магазинов</p>	<p>Руда и боковые породы не ниже средней устойчивости. При выемки маломощных залежей (не менее 0,8 – 1,2 м), угол падения не ниже 55 – 60°</p>	<p>При мощности залежи 0,2 – 1,5 и 2 – 5 м производительность блока составляет соответственно 700 – 2000 и 2000 – 6000 т/мес.; производительность труда забойного рабочего - 7 – 18 и 12 – 30 т/смену;</p>	<p>Экономическое сравнение с другими системами производится по условию максимального дохода</p>

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
		П=10 – 20 и 7 – 15%; R=15 – 80 и 5 – 10%. ПНР 50 – 70 и 7 – 9 м/1000т.	
II Системы с обрушением руды и вмещающих пород 1. Система разработки этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой 1.1 Вариант с отбойкой на зажимающую среду и площадным выпуском руды 1.2 Вариант этажного обрушения с торцовым выпуском руды	Руда устойчивая и средней устойчивости; боковые породы – средней устойчивости и ниже; мощные и средней мощности залежи предпочтительно крутого падения. Не требуется поддержание земной поверхности; ценность руды ограничена. При наличии глин, песков в обводненных наносах исключается применение систем.	Производительность забойного рабочего 50 – 110 т/смену, блока – 50 – 200 тыс.т/мес. П=10 – 20 %; R=10 – 20 % ПНР=1,5 – 3м/1000т.	Экономическое сравнение между собою различных систем этажного принудительного обрушения лучше по условию минимальных убытков , а с другими системами осуществляется по доходу

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
2 Система разработки этажного самообрушения 2.1 Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой 2.2 Вариант этажного самообрушения с выемкой блоками	Руда слабая или должна иметь густую сеть трещин или слабых прослоек, не должна слеживаться и возгораться; боковые породы склонные к самообрушению; мощность залежи не менее 20 – 30 м; падение предпочтительно крутое	Производительность блока (панели, 10000 – 40000 т/мес.; забойного рабочего – 50 – 90 т/смену) $P=12 - 25 \%$; $R=12 - 25 \%$; ПНР 7–10 м/1000т, при оконтурировании скважинными – 1,5 – 3 м/1000т.	Экономическое сравнение с системами других классов производится по условию максимального дохода , а внутри класса – по минимальным затратам
3 Система разработки подэтажного обрушения 3.1 Вариант подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды 3.2 Вариант подэтажного обрушения с фронтально-торцовым выпуском руды 3.2.1 Вариант системы подэтажного обрушения с прямой подсечкой (Шведский вариант) 3.2.2 Вариант системы подэтажного обрушения с треугольной подсечкой (Шерегешский вариант)	Устойчивость руд и вмещающих пород, угол падения залежи – любые; мощность залежи при крутом падении не менее 3 – 5 м (во избежание чрезмерного разубоживания слабыми боковыми породами не менее 10 – 20 м – при пологом падении. Ценность руды – умеренная; руда не должна возгораться (допускается слабая возгораемость при обязательном профилактическом заливании)	Оптимизация высоты подэтажа производится по условию $U=C+U_{П.Р} \rightarrow \min$ (C – затраты на проходку и поддержание под-этажных выработок; на отбойку (если они зависят от глубины скважин); $U_{П.Р}$ – ущерб от потерь и разубоживания (конструктивные и от выпуска). $P=8 - 15\%$; $R=20 - 30 \%$. Производительность забойного рабочего до 140 т/смену; $P=10\%$;	Экономическое сравнение с системами других классов производится по доходу , а с системой этажного обрушения – по доходу или по минимальным затратам

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
		R=20 – 30 %; ПНР – 5 – 9 м/1000т – данные рудника «Кируна», Швеция	
3.3 Вариант системы подэтажного обрушения с площадным выпуском руды		Производительность труда забойного рабочего – 60 т/смену, ПНР – 9 – 14 м/1000т (Кривой Рог, Украина)	То же
III Системы разработки с искусственным поддержанием выработанного пространства 1 Система разработки однослойной выемки с закладкой (сыпучая или твердеющая)	Руда любой устойчивости; порода кровли должна обеспечивать работу под обнажением; мощность залежи до 4–5 м; пологие и наклонные залежи; ценность руды высокая или средняя	П=1 – 5%; R=от 1 – 3 до 10 %, в т.ч. с твердеющей закладкой и самоходным оборудованием; (П=1 – 5%; R=8 – 10 %.)	Экономическое сравнение вариантов производится по минимальным затратам
2 Система разработки горизонтальными слоями с закладкой 2.1 Вариант с сыпучей закладкой 2.2 Вариант с твердеющей закладкой	Руда – устойчивая; боковые породы – любой устойчивости; мощность и угол падения залежи – любые; возможна возгораемость, руды; ценные руды. Необходимость сохранения поверхности	Производительность блока от 1500 – 3000 до 4000 – 6000 т/месяц (при самоходном оборудовании). Производительного труда забойного рабочего от 15 – 20 до 60 – 80 т/смену (при твердеющей закладке и самоходном оборудовании); П=1 – 2 до 5%; R=1 – 3 до 10 %; ПНР 2 – 5 м/1000т	Экономическое сравнение с другими системами разработки можно вести по условию максимального дохода

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
3 Система разработки наклонными слоями с закладкой (сухая закладка)	Руда – устойчивая; боковые породы - малоустойчивые; мощность залежи – любая; угол падения не менее 60 – 70°, правильные контуры; ценная руда.	—	То же
4 Система разработки нисходящий слоевой выемки с твердеющей закладкой	Руда – неустойчивая; вмещающие пород - любой устойчивости; крутые залежи – любой мощности, пологие не ниже средней; руда ценная; необходимость сохранения поверхности	При отбойке обособленных залежей с применением ПДМ производительность блока составляет 7 – 10 тыс.т/мес., забойного рабочего 30 – 60 т/смену; ПНР 8 – 12 м/1000 т; П=3 – 5 %; R=8 – 10 %	То же
5 Система разработки тонких жил с раздельной выемкой	Руда устойчивая и пониженной устойчивости. Мощность залежей менее 0,3 – 0,4 м, контакты жил должны быть четкими и правильными; благоприятна различная крепость руд и боковых пород	Производительность блока 100 – 200 т/месяц; забойного рабочего – 0,8 – 2 т/смену (редко 3 – 4 т/смену); П=7 – 15 %; R=15 – 20 %; ПНР 20 – 40 м/1000т	То же

Продолжение таблицы 3.2

Класс, наименование системы разработки (варианты)	Условия применения	Технико-экономические показатели	Критерий для сравнительной оценки
6 Системы разработки с креплением	Руда – неустойчивая (в мощных и среднй мощности залежей); вмещающие породы любой устойчивости. Мощность и угол падения залежи – любые. Ценность руды высокая	$P=1 - 3 \%$; $R=2 - 4 \%$.	То же
7 Системы разработки с креплением и последующим обрушением 7.1 Столбовая система разработки 7.1.1 Выемка заходками 7.1.2 Выемка лавами	Руда – неустойчивая; налегающие породы – неустойчивые или средней устойчивости. Маломощные пологие и наклонные залежи. Не требуется сохранение земной поверхности	При мягких рудах и механической отбойке производительность столба до 25 тыс. т/мес. При буровзрывной отбойке: производительность столба – 6 – 10 тыс. т/мес., забойного рабочего 12 – 25 т/смену; $P=7 - 15 \%$; $R=от 3 - 5 до 7 - 20 \%$	То же
7.2 Система разработки слоевого обрушения 7.2.1 Варианты слоевого обрушения с креплением рамами или слойками 7.2.2 Варианты слоевого обрушения с гибким перекрытием	Руда – неустойчивая; вмещающие породы – малой и средней устойчивости. Мощность залежи не менее 2 – 1,5 м (при крутом падении) и не менее 5 – 4 м (при пологом); угол падения – любой; возможно обрушение поверхности	Производительность блока 1500 – 3000 т/мес., забойного рабочего – 8 – 5 т/смену; ПНР 5 – 9 м/1000т (в маломощных залежах) и 2 – 4 м/1000 т (в мощных залежах); $P=2 - 5 \%$; $R=1 - 3 \%$	То же

Рассмотрим примеры отбора конкурентоспособных систем разработки.

Пример 1. Исходные условия и первая стадия отбора путем постепенного исключения привели к системам, указанным в таблице 3.3. Условия: устойчивая руда, устойчивые породы лежащего бока и неустойчивые породы висячего бока, мощность залежей 3 – 5 м, угол падения 60 – 70°.

В общем случае системы с закладкой производительнее систем с креплением и слоевого обрушения при тех же величинах потерь и разубоживания руды. Поэтому для дальнейшего сравнения останутся только системы подэтажного обрушения и система разработки горизонтальными слоями с закладкой. Выбор между ними зависит от ценности руды и основывается на экономическом сравнении по условию максимального дохода (таблица 3.2). Причем при очень ценной руде и без расчетов ясно, что предпочтительнее система с закладкой, а при очень бедной руде – системы подэтажного обрушения.

Таблица 3.3 – Отбор технически приемлемых систем разработки

Факторы	Приемлемые системы		
	с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
<p>Постоянные:</p> <p>1 Устойчивые руды и породы лежащего бока, неустойчивый висячий бок</p> <p>2 Мощность залежи 3–5 м, угол падения 60–70°</p> <p>Переменные: Ограничений нет</p>	<p>Сплошная, камерно-столбовая, каменная*, с отбойкой из магазина</p> <p>—</p>	<p>Этажное принудительное обрушение, подэтажное обрушение</p> <p>Подэтажное обрушение</p>	<p>Все</p> <p>Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение</p>
*С оставлением предохранительной рудной корки у висячего бока.			

Пример 2. После первой стадии отбора осталось несколько систем разработки (таблица 3.4). Условия: не устойчивая руда, неустойчивые породы, мощность залежи 40 – 80 м, угол падения 60 – 80°, контакты залежи неправильные и нечеткие; для монолитной закладки имеются поблизости дешевые материалы

Из II класса остались этажное самообрушение и подэтажное обрушение с донным выпуском. Выбор между ними зависит главным образом от соотношения затрат на проведение выработок для выпуска и доставки руды (меньше при этажном самообрушении) и затрат на поддержание этих выработок, которые сократятся при подэтажном обрушении. Здесь нужен сравнительный экономический расчет по условию минимальных затрат (3.1). Предположим, что результаты расчета будут в пользу подэтажного обрушения.

В III классе показатели извлечения руды при всех оставшихся системах могут быть примерно одинаковыми, поэтому отбор может основываться на величине издержек производства. Учтем дополнительный переменный фактор – наличие дешевых местных материалов для твердеющей закладки. Тогда в III классе и без расчетов следует предпочесть нисходящую слоевую выемку с монолитной закладкой.

Остались, таким образом, подэтажное обрушение с донным выпуском и нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, между которыми требуется экономическое сравнение по величине дохода из условия (таблица 3.2).

Таблица 3.4 – Отбор технически приемлемых систем разработки

Факторы	Приемлемые системы		
	с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
Постоянные: 1 Неустойчивые руды и вмещающие породы	—	Этажное самообрушение, подэтажное обрушение с донным выпуском	Нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением и последующим обрушением

Продолжение таблицы 3.4

Факторы	Приемлемые системы		
	с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
2 Мощность залежи 40 – 80 м, угол падения 60 – 80°	—	То же	Нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
Переменные: Неправильные и нечеткие контакты залежи	—	—	То же

Пример 3. Вторая стадия отбора в пределах I и II классов систем усложнена тем, что при камерной системе итоговые показатели отработки блока зависит от метода выемки целиков (таблица 3.5). Условия: устойчивые руды и вмещающие породы, мощность залежи 50 – 70 м, угол падения 0 – 20°.

В III классе по аналогии с предыдущими примерами предпочтительнее системы разработки горизонтальными или наклонными слоями с закладкой. Выбор одной из них возможен на основе экономического сравнения по величине затрат из условия минимальных затрат (3.1.)

По принятому варианту системы разработки в пояснительной записке проекта излагается:

- основные параметры блока (высота, длина, ширина, расстояние между выпускными выработками, высота подсечки, размеры компенсационных камер);
- подготовка (штрековая, ортовая);
- параметры буро-взрывных работ (сетка скважин, л.н.с., глубина, выход руды с 1 м скважины);
- тип подсечки и ее образование;

- отбойка руды (на компенсационные камеры, зажатую среду); тип взрывчатых веществ (ВВ), схема взрывания;
- выпуск руды (схемы, режим);
- оборудование на очистных работах (буровое, доставочное, вспомогательное, перфораторы, зарядные установки);
- материалы (ВВ, коронки буровые, буровые штанги и др.)

Таблица 3.5 – Отбор технически приемлемых систем разработки

Факторы	Приемлемые системы		
	с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
<p>Постоянные:</p> <p>Устойчивые руды и вмещающие породы</p> <p>Мощность залежи 50 – 70 м, угол падения 0 – 20°</p> <p>Переменные: Ограничений нет</p>	<p>Все</p> <p>Камерная</p>	<p>Этажное принудительное обрушение, системы подэтажного обрушения</p> <p>Этажное принудительное обрушение; системы подэтажного обрушения</p>	<p>Системы с закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение</p> <p>Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение</p>

3.2.3 Графоаналитический метод выбора систем разработки. Требуется выбрать системы разработки для блоков с различным содержанием металлов в руде; определить критическое содержание полезного компонента, при котором следует переходить с одной системы разработки на другую.

Методика решения. Отбираются по техническим факторам приемлемые системы разработки, из них конкурентоспособные.

За критерий эффективности принимается удельный доход (прибыль) (руб./т). Задача решается графоаналитическим методом. На графич-

ке определяется зависимость удельного дохода от содержания металлов в руде по сравниваемым системам разработки. Кривые строятся по четырем точкам, удельный доход для каждой точки (D_{ij}) определяется расчетом по формуле

$$D_{ij} = \frac{1 - P_i}{1 - R_i} \left[C \left(\frac{a - t_1}{v_k - t_1} \right) - E_H K_i - (C_{доб_i} + C_{тр_i} + C_{пер_i}) \right], \quad (3.9)$$

где i, j – индексы, соответственно, системы разработки и блока с определенным содержанием металла в руде;

P_i, R_i – соответственно, потери и разубоживание, дол. ед.;

C – цена конечного продукта, руб./т;

a, v_k, t_1 – содержание металла, соответственно в добытой рудной массе, в первичных концентратах и хвостах, %;

E_H – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, дол. ед.;

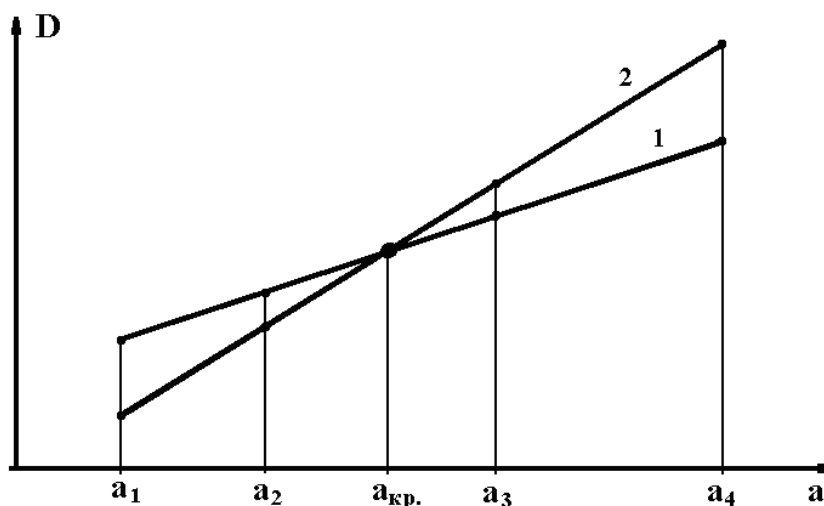
K_i – удельные капитальные вложения, руб./т;

$C_{доб_i}, C_{тр_i}, C_{пер_i}$ – себестоимость соответственно добычи, транспорта на поверхности и передела рудной массы, руб./т.

Шаг изменения содержания металла в руде по блоку определяется по выражению

$$\Delta a = \frac{a_{max} - a_{min}}{3} \quad (3.10)$$

Каждой системе разработки будет соответствовать своя кривая. Точка пересечения этих кривых покажет критическое содержание металла в руде, ниже которого выгодно применять более дешевую систему разработки, а выше – дающую меньшие потери (рисунок 3.1).



$a_{кр.}$ – критическое содержание металла в руде, при котором выгоден переход от дешевой системы разработки, дающей повышенные потери руды (индекс 1) к более дорогой системе, снижающей потери руды (индекс 2); D – доход от разработки месторождения; a – содержание металла в руде; a_1, a_4 – содержание металла в блоке с самой бедной и самой богатой рудой соответственно; a_2, a_3 – промежуточные значения

Рисунок 3.1 – Зависимость удельного дохода от содержания металла в руде

3.3 Контрольные вопросы и задания

1. В чем заключается методика выбора систем разработки?
2. Какие факторы, влияющие на выбор системы разработки, условно относят к постоянным, а какие к переменным?
3. Какие основные критерии используются при сравнительной экономической оценке систем разработки?
4. В каком случае сопоставляются системы разработки по сравнительным приведенным затратам?
5. В каком случае сравниваются системы разработки по максимальному доходу (прибыли)?
6. В каких случаях сравниваются системы разработки по минимальной сумме сравнительных убытков?
7. Что означает сопоставление систем разработки по минимальным сравнительным условным потерям полезного компонента?
8. Что означает графоаналитический метод выбора систем разработки и какой критерий эффективности принимается?

4 КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОДГОТОВКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ К ОТРАБОТКЕ

4.1 Деление шахтного поля на этажи и блоки

В крутых и наклонных месторождениях шахтное поле разделяют горизонтальными подготовительными выработками на этажи (рисунок 4.1). Горизонты, на которых расположены эти выработки, называются этажными, причем те из них, которые используют для откатки руды к стволу, называются откаточными или основными, а остальные – промежуточными. Высота этажа изменяется от 60 до 80 м и выше.

Этаж по длине (а в пологих и очень мощных крутых залежах – по площади) разделяют на участки, называемые блоками (см. рисунок 4.1). В пределах блока завершается весь комплекс подготовительно-нарезных и очистных работ, свойственный данной системе разработки. Размер блока по простиранию залежи изменяется от 30 до 100 – 150 м, обычно 40 – 60 м.

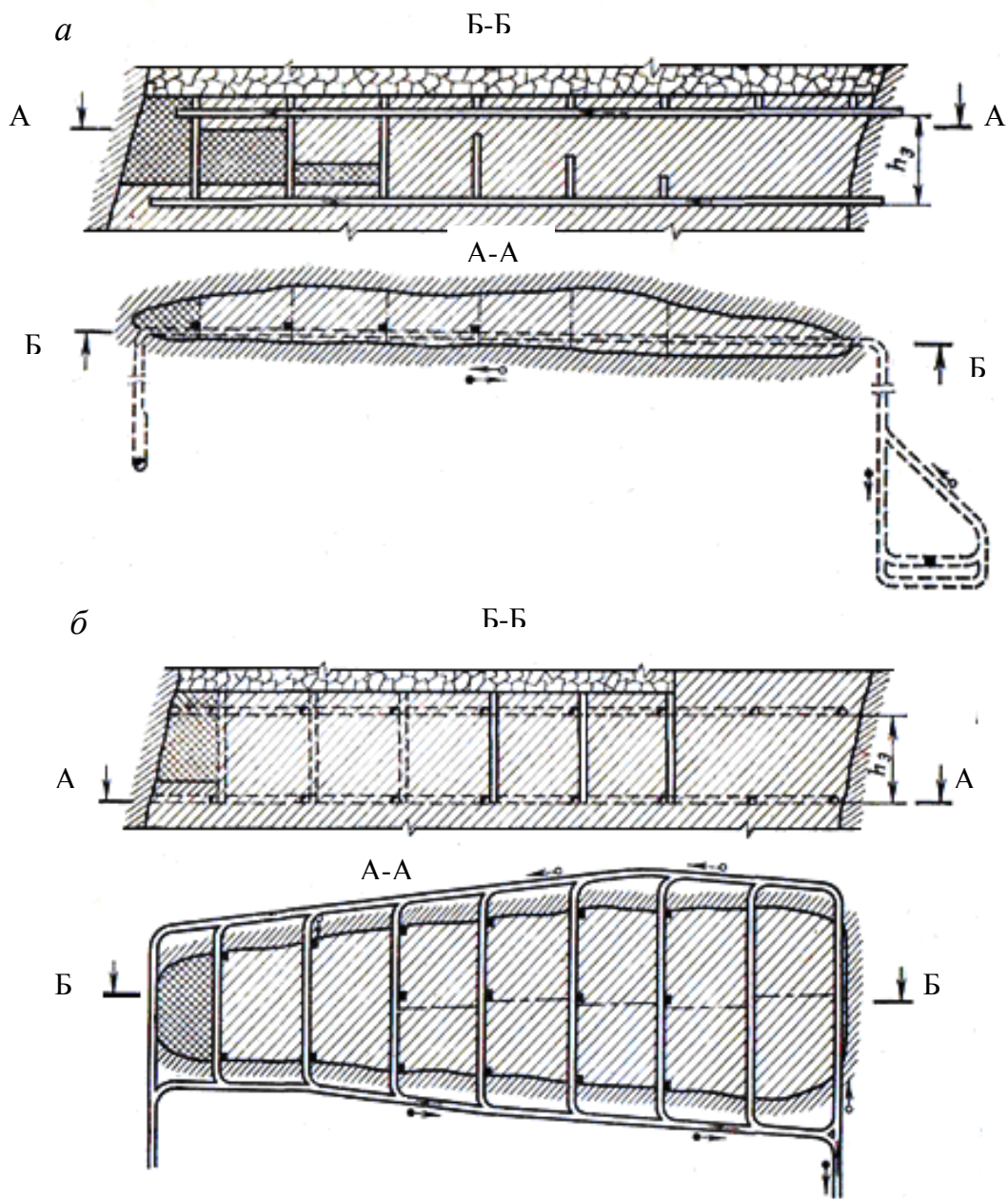
Нижнюю часть (основание) блоков, в которой размещают выработки для выпуска руды, доставки ее и погрузки на транспорт, отрабатывают лишь вместе с блоками нижележащего этажа, поэтому границы между выемочными блоками смежных этажей располагаются выше горизонтов (рисунок 4.2).

Чаще эти границы горизонтальны, но могут быть и наклонными, в сторону лежащего бока. В наклонных залежах, наоборот, границы блоков смежных этажей чаще бывают наклонными и реже горизонтальными (рисунок 4.2).

По величине высота блоков в крутых и наклонных залежах обычно равна высоте этажа.

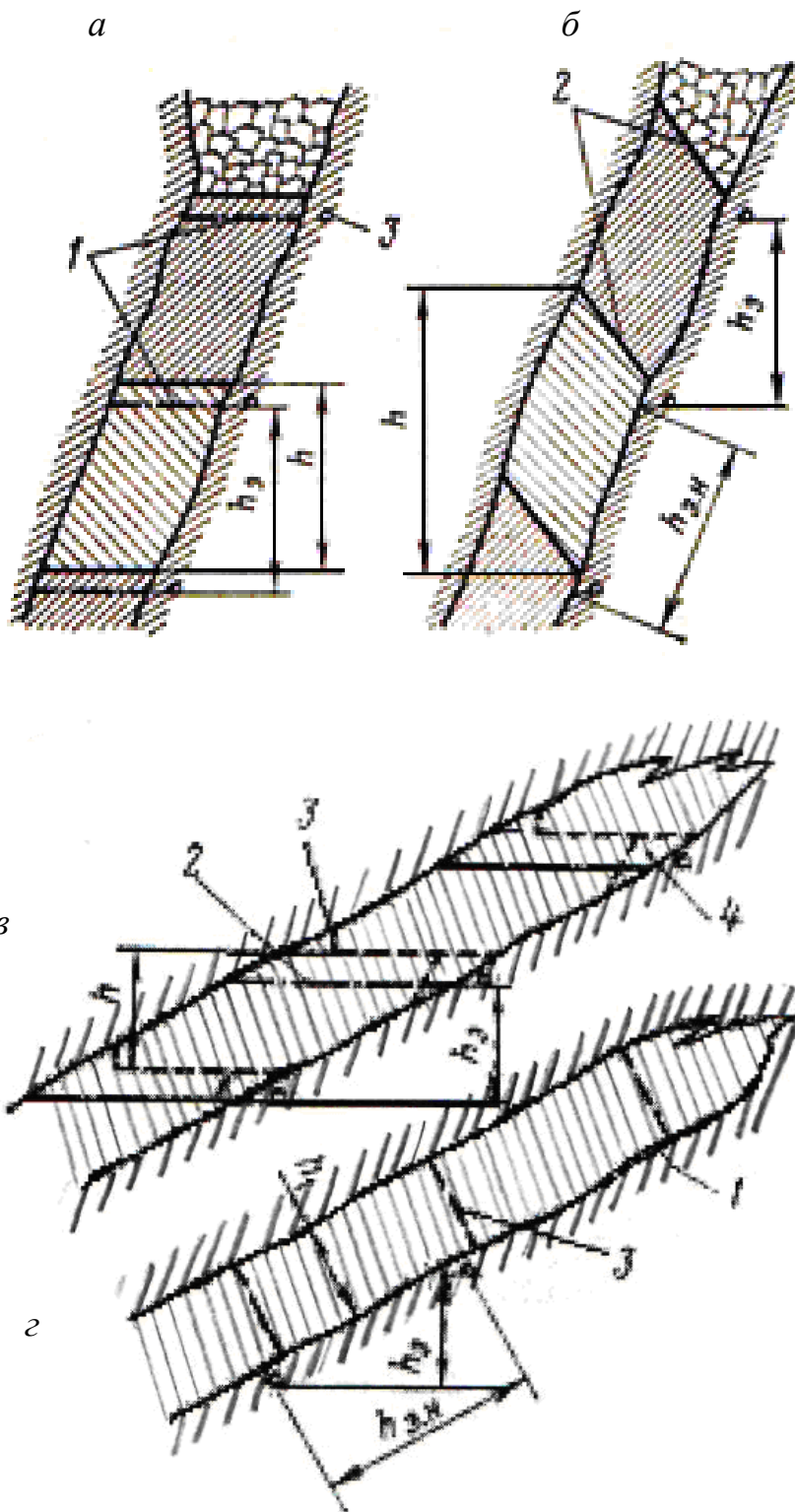
Особо выделим наклонные залежи, в которых применяют донный выпуск руды, в том числе и весьма мощные залежи. Автором [1] предложена безэтажная по мощности выемка наклонных залежей. Отличается она тем, что на этажи делят рудное тело не горизонтальными, как обычно, а вертикальными или крутонаклонными плоскостями, и все выработки для выпуска и доставки руды проходят у контакта лежащего бока; высота блоков равна полной вертикальной мощности залежи. По сравнению с обычной схемой работ, это резко сокращает объем подготовительно-нарезных работ и по-

вышает извлечение руды за счет устранения междуэтажных целиков.



a – в крутых залежах мощностью до 50–80 м; *б* – более 80 м; h_3 – высота этажа; ●→ – направление движения груженых составов; ○→ – направление движения порожних составов.

Рисунок 4.1 – Деление шахтного поля на этажи и блоки



a, б – крутой, соответственно горизонтальными плоскостями (1 – откаточные горизонты; 2 – границы блоков; 3 – откаточные штреки; $h_э$ – высота этажа; h – высота блока; $h_{э,н}$ – наклонная высота этажа); *в, г* – наклонной, соответственно горизонтальными и наклонными плоскостями (1 – откаточные штреки; 2 – границы этажей; 3 – границы блоков; 4 – тераемые участки руды)

Рисунок 4.2 – Деление залежи на этажи (разрез вкрест простирания)

4.2 Схемы подготовки этажных горизонтов

В крутых (и наклонных) залежах применяют подготовку как штрековую, так и ортовую. В первом случае рудную массу выпускают из блоков в штрек, где и погружают ее на транспорт, во втором – в орты.

В крутых маломощных залежах подготовка штрековая: этажные горизонты готовят штреками рудным или рудными и полевым (рисунок 4.3), блоковые восстающие и рудоспуски проходят из рудного штрека. Из этого штрека свежий воздух (от квершлага воздухоподающего ствола) поступает по блоковому восстающему в очистные выработки (сверху этот восстающий перекрывают лядами во избежание короткого тока воздуха). Вышележащий этажный штрек на участке, расположенном над блоком, обычно уже не используют для откатки, и он служит вентиляционным – для отвода загрязненного воздуха к квершлагу воздуховыдающего ствола. На этот вентиляционный горизонт загрязненный воздух выходит из блока по соседнему блоковому восстающему (которые перекрывают снизу во избежание короткого тока воздуха).

В крутых залежах, мощных и средней мощности, подготовка бывает как штрековой, так и ортовой.

При штрековой подготовке (рисунок 4.3) рудоспуски проходят из штрека, обычно из рудного, расположенного у одного из блоков либо посередине мощности залежи. Часто имеется еще и полевой штрек в лежачем боку, соединенный с рудным штреком кольцевыми заездами.

При наличии только рудного штрека схема проветривания аналогична применяемой в маломощных залежах. Если же имеется полевой штрек, то блоковые восстающие часто проходят с этого штрека по породам лежачего бока. Свежий воздух в этом случае может поступать в блок с рудного штрека по какому-либо восстающему, загрязненный воздух отводят из блоков по полевому восстающему на полевой штрек вышележащего (вентиляционного) этажного горизонта.

При ортовой подготовке (рисунок 4.3) на откаточном (транспортном) горизонте имеется штрек в лежачем боку и из него пройдены орты, которые соединены с очистными блоками эксплуатационными рудоспусками. Откатка может быть закольцована вторым

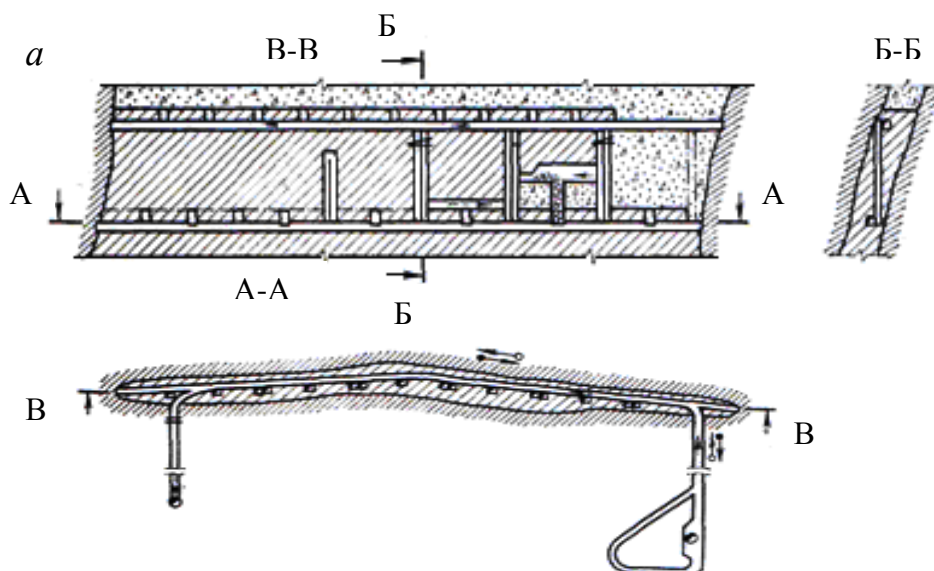
штреком (полевым или рудным) со стороны висячего бока залежи. Блочные восстающие проходят из ортов или из полевого штрека.

Свежий воздух поступает в блок всегда снизу с этажного горизонта. Загрязненный же воздух отводят либо на вышележащий вентиляционный горизонт, либо на специальный вентиляционный полевой штрек, который может быть размещен на каком-то промежуточном уровне или на этажном горизонте в лежащем боку за откаточным штреком. В последнем случае вентиляционный штрек отделяют от откаточного перемычками. Специальные вентиляционные штреки наиболее часто применяют при больших объемах работ по вторичному дроблению руды, что связано с постоянной загазованностью воздухоотводящих выработок.

Пологие залежи разрабатывают как с делением на этажи (этажная разработка), так и без деления (безэтажная разработка).

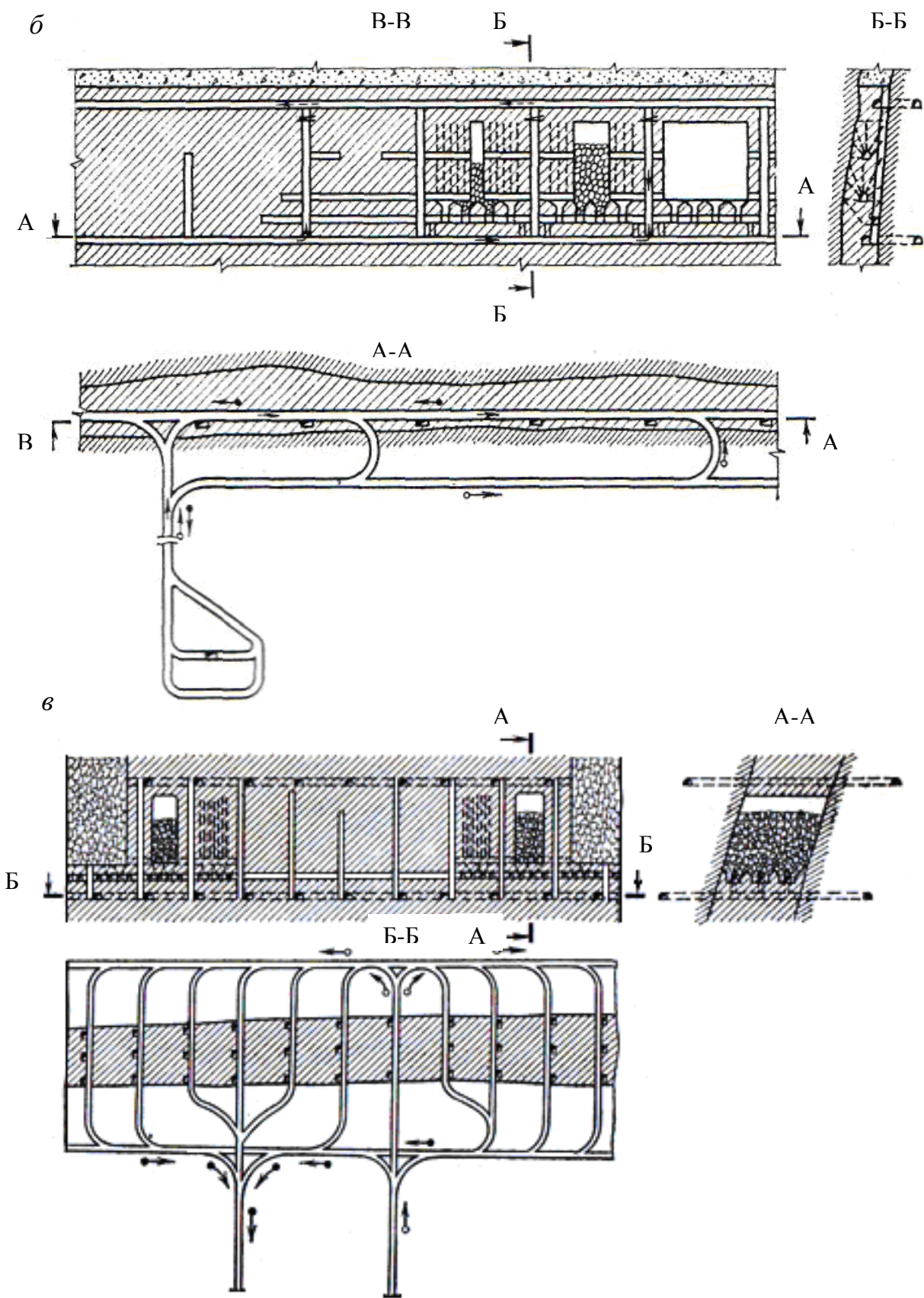
Безэтажную разработку применяют при наличии одного рудного тела мощностью до 50 – 80 м или при сравнительно небольшой (не более обычной высоты этажа) разности отметок залегания нескольких рудных тел. В иных случаях разработка этажная.

Этажи (или все шахтное поле при безэтажной разработке) делят в плане пройденными на уровне этажного горизонта штреками на панели (рисунок 4.4) шириной от 50 до 200 – 300 м, а каждую панель делят на блоки примерно так же, как этаж на крутых залежах.

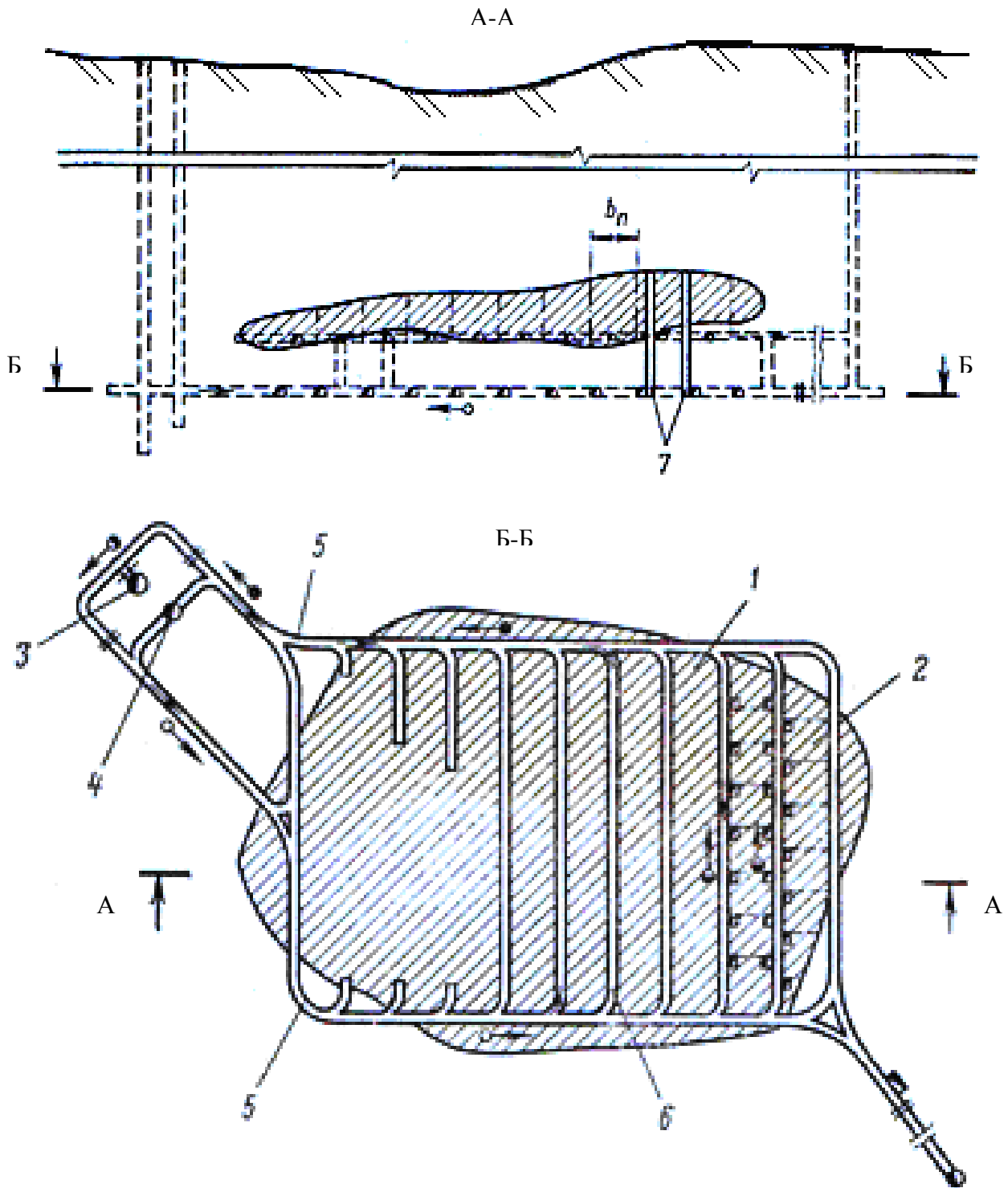


а – штрековая рудная; *б* – штрековая комбинированная (рудная и полевая); *в* – ортовая. ●→ – направление движения груженых составов; ○→ – направление движения порожних составов.

Рисунок 4.3 – Схемы подготовки



Продолжение рисунка 4.3



3 – рудоподъемный ствол; 4 – вспомогательный ствол; 5 – главные штреки; 6 – панельные штреки; 7 – восстающие; b_n – ширина панели; ●→ – направление движения груженных составов; ○→ – направление движения порожних составов; ●→ – движение состава при погрузке и разгрузке.

Рисунок 4.4 – Деление пологой залежи на панели 1 и блоки 2

Маломощные залежи часто отрабатывают непосредственно с транспортного горизонта, выработки которого проходят по залежи. Это типично для разработки пластов калийных солей и марганцевых руд. В этом случае вентиляционные (для отвода загрязненного воздуха) штреки расположены на уровне транспортного горизонта и соединены с его выработками кроссингами.

При большой и средней мощности залежей, а также при неправильной их форме, типичной для большинства рудных месторождений, в случае применения электровозного транспорта транспортный горизонт размещают полностью (рисунок 4.4) или частично в подстилающих породах; блоковые восстающие, рудоспуски и наклонные заезды проходят с панельных штреков. При использовании самоходного оборудования транспортный горизонт располагается в рудном теле у его почвы. Свежий воздух поступает в блоки с откаточного горизонта, загрязненный воздух отводят по восстающим на вышележащий вентиляционный (в прошлом откаточный при этажной разработке) горизонт или на специальный вентиляционный горизонт, расположенный на промежуточной отметке.

Основные и промежуточные горизонты. Этажные горизонты часто разделяют на основные и промежуточные.

По основным горизонтам транспортируют руду к шахтному стволу; с промежуточных горизонтов перепускают руду по рудоспускам на основной горизонт, а их используют только для подготовки блоков и вспомогательных целей (сообщение, доставка материалов и оборудования, проветривание). Руду на промежуточных горизонтах доставляют до рудоспусков, расположенных в районе рудного тела (а не у ствола) и выходящих на основной горизонт. Рудоспуски, обслуживающие по несколько блоков, принято называть капитальными (в отличие участковых или блоковых, обслуживающих только один блок или часть него).

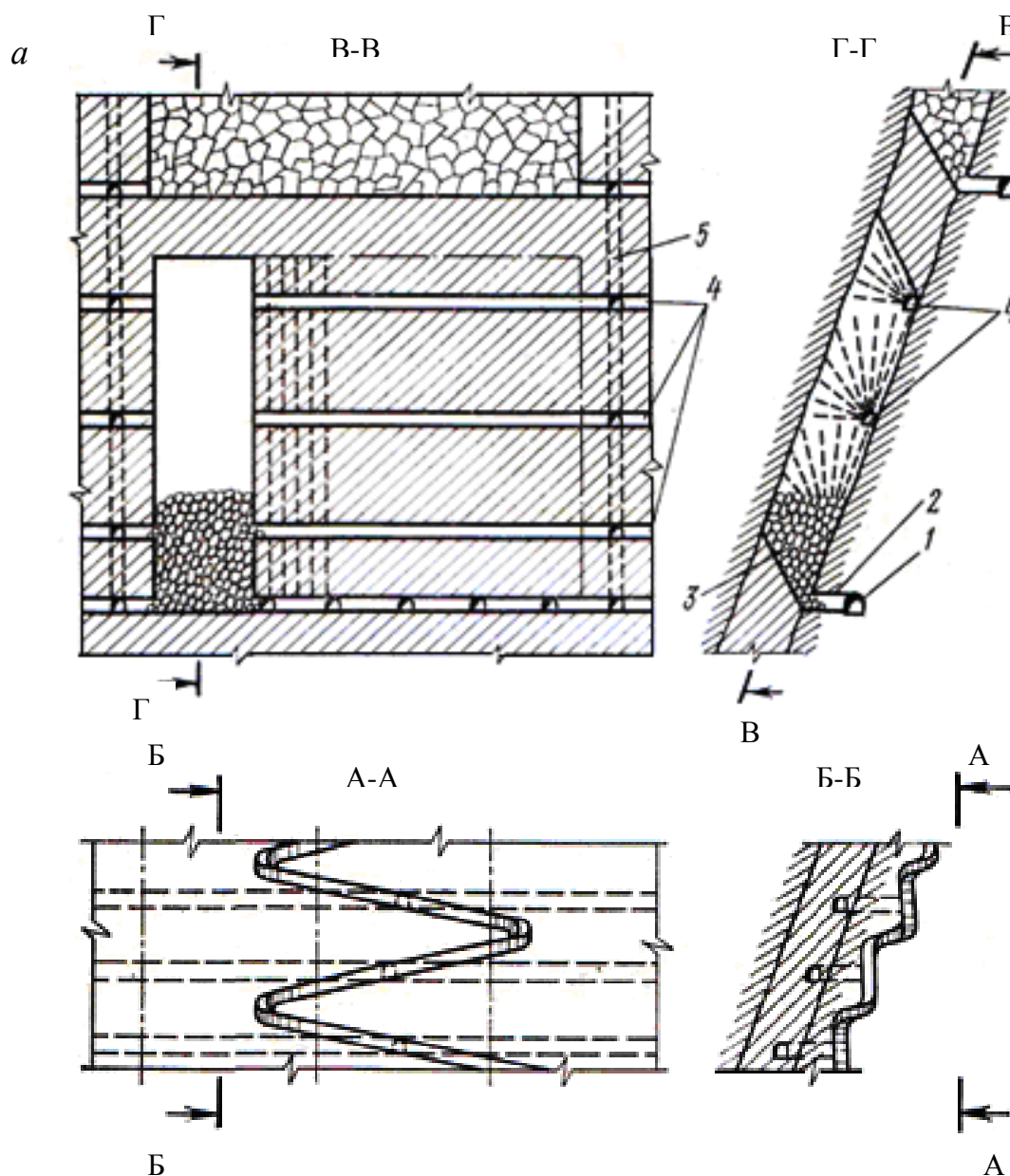
Основной горизонт, на который перепускают руду с 3 – 4 этажей и более, принято называть концентрационным горизонтом.

4.3 Подготовительные и нарезные выработки

Подготовкой шахтного поля называют разделение его на этажи или панели проведением откаточных штреков и ортов, а также разделение этажа на блоки проведением восстающих (рисунок 4.5) подготовительным выработкам относят еще штреки и орты, на которые

выпускают руду для механизированной доставки и вторичного дробления, а также наклонные заезды для самоходного оборудования на подэтажи.

Наклонные съезды (рисунок 4.5) предназначены для доставки на подэтажи самоходного оборудования, а также людей и материалов в самоходных машинах. Трасса может быть различной, чаще – зигзагообразная («серпантин»).



a – в блоке, подготовленном восстающим (1 – откаточный штрек; 2 – погрузочные ниши; 3 – выпускные траншеи; 4 – поэтажные штреки; 5 – восстающий); *б* – наклонный съезд для группы блоков (условно показан в перспективе)

Рисунок 4.5 – Подготовительно-нарезные выработки

Угол наклона заезда при перевозке по нему руды $5-8^\circ$, в зависимости от применяемой машины, а при перевозке материалов и оборудования – $10-12^\circ$, на закруглениях – на 2 – 3 меньше. При использовании пневматических ПДМ уклон может составлять $25 - 30^\circ$ для перемещения машины с помощью тягальной лебедки.

Располагают съезды при крутом падении залежей в лежащем боку, а при наклонном – в рудном теле, под его кровлей, или в лежащем боку; последнее – главным образом при удароопасности рудного тела и наличии в нем пережимов, как, например, на ряде шахт СУБРа.

Каждый съезд обслуживает выемочный участок этажа длиной 250 – 400 м, состоящий из 3–4–5 блоков в традиционном их понимании, но без своих восстающих для сообщения и доставки материалов и оборудования (рисунок 4.6).

В блоке проводят нарезные выработки (которые вместе с подготовительными принято объединять названием подготовительно-нарезные выработки) с целью создать необходимые и благоприятные условия для очистной выемки. К нарезным выработкам относятся:

- рудоспуски, обслуживающие часть блока или один блок – вертикальные и наклонные выработки, служащие для спуска руды на основной горизонт из очистного пространства или из подготовительных и нарезных выработок, по которым доставляют руду;

- поэтажные штреки и орты, предназначенные для бурения скважин (шпуров), доставки руды на подэтажах и т. п. (с этажным горизонтом они связаны восстающим или наклонным заездом);

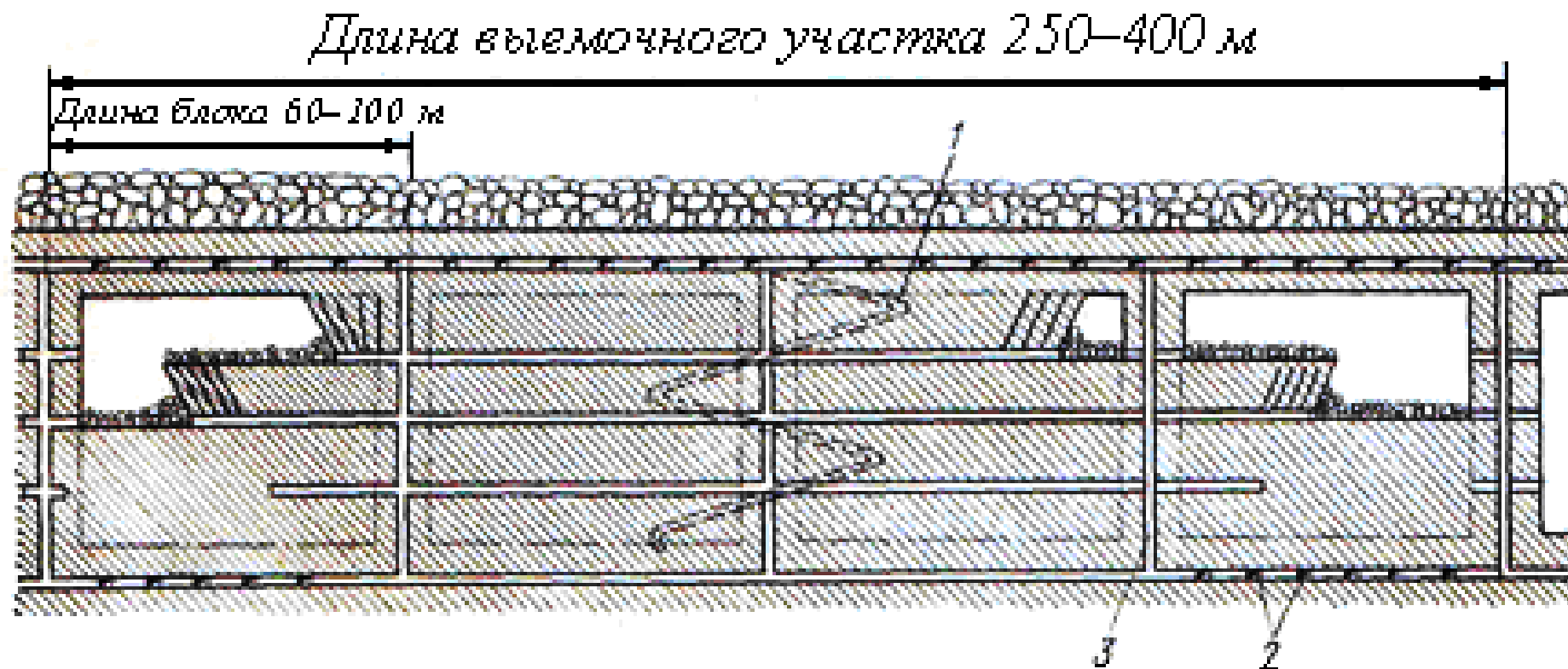
- подсечные выработки, предназначенные для отделения отбиваемого массива руды от основания блока, в котором расположены рудовыпускные выработки (подсечные штреки, орты, буровзрывные камеры, траншеи);

- отрезные восстающие и щели, которыми создается вертикальная или крутонаклонная обнаженная плоскость отрабатываемого массива руды для последующей отбойки;

 - выпускные траншеи или воронки;

 - выпускные выработки, которыми оканчиваются траншеи или воронки (выпускные восстающие – дучки);

- вентиляционные восстающие, горизонтальные, наклонные и вертикальные ходки, вентиляционные сбойки, выработки для установки питателей, скреперных лебедок и т. п.



1 – проекция разреза по падению на вертикальную плотность; 2 – ниши для погрузки руды при донном выпуске; 3 – вентиляционный восстающий

Рисунок 4.6 – Камерная система разработки, вариант с самоходным оборудованием при торцевом выпуске руды; развитие работ в подэтажах по мере углубления уклона

Восстающие проходят из выработок этажного горизонта (из ниш глубиной 1,5 – 2,5 м) с металлической либо деревянной крепью (распорной или венцовой) или без крепления, в зависимости от устойчивости и назначения.

Восстающие могут иметь одно, два или три отделения. Одноотделенный восстающий может служить рудоспускным, ходовым, материальным (для спуска-подъема материалов и оборудования) вентиляционным или отрезным (для начала очистной выемки).

В восстающих из двух отделений одно служит ходовым и вентиляционным (сечение по обшивке изнутри от 0,8×0,8 до 1,2×1,2 м), а другое – рудоспускным (сечение обычно не менее 1,2×1,3 м).

В восстающих с тремя отделениями третье отделение – материальное, причем верхняя часть (выше рабочего подэтажа) рудоспускного или материального отделения может использоваться для спуска закладочного материала. Сечение этого отделения не менее 0,7×0,7 или 0,7×1,2 м.

Лестничные полки в ходовом отделении устанавливаются через 5 – 6 м. Ходовое отделение отгораживают от рудоспускного и материального досками. Угол наклона лестниц не более 70 – 85°. В наклонных залежах, где проходят наклонные восстающие, для передвижения людей настилают трапы.

Для подъема-спуска грузов и материалов должна быть установлена пневматическая или электрическая лебедка.

Очистную выемку в блоке можно начинать только после того, как проведены все предусмотренные проектом подготовительные и нарезные выработки, необходимые для безопасности.

При выборе схемы проветривания и сечения очистных выработок следует учитывать, что согласно правилам безопасности по условию проветривания от газов и пыли скорость движения воздуха в очистных выработках должна быть не ниже 0,5 м/с. В виде исключения, если люди работают в очистных камерах, скорость движения воздуха в них допускается более низкая, но не меньше 0,15 м/с (ЕПБ).

С учетом влияния основных факторов (величины горного давления, средств механизации на бурении и доставке, высоты этажа и др.) выбираются параметры выемочного участка (блока, панели), а также его элементов (камеры, МКЦ, потолочины, днища и т.д.).

Для выбранного блока (панели) производится расчет подготовительно-нарезных работ (ПНР).

4.4 Контрольные вопросы и задания

1. Как делят шахтное поле в крутых и наклонных месторождениях по высоте и по длине?
2. Какие размеры блока обычно по высоте и длине месторождения?
3. В каких случаях применяют штрековую и ортовую схемы подготовки этажных горизонтов?
4. Что означает этажная и безэтажная разработка пологих залежей?
5. Что означает основные и промежуточные горизонты?
6. Что означает подготовка шахтного поля?
7. Назовите подготовительные выработки в блоке.
8. Назначение наклонных съездов, применяемые углы наклона. Через какое расстояние рекомендуется их проходить?
9. Какие выработки относят к нарезным?

5 РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Для выбранной системы разработки дается полный расчет по стадиям очистной выемки и по основным производственным процессам с определением технико-экономических показателей. Проектируется технология и механизация процессов бурения, зарядания и взрывания, выпуска, вторичного дробления, доставки и погрузки рудной массы, управления горным давлением.

С учетом влияния основных факторов (величины горного давления, средств механизации на бурении и доставке, высоты этажа и др.) выбираются параметры выемочного участка (блока, панели), а также его элементов (камеры, МКЦ, потолочины, днища и т.д.).

С учетом данных практики работы рудника, по которому проектируется система, или для аналогичных условий (используя литературные источники) обосновываются показатели потерь и разубоживания руды по различным стадиям очистной выемки и в целом по блоку.

Далее система разработки конструируется (тонкими линиями карандашом на листе ватмана или миллиметровки) в трех проекциях (с необходимыми дополнительными планами и разрезами в зависимости от сложности системы) со всеми подготовительными и нарезными выработками.

5.1 Расчет подготовительно-нарезных работ

Длина выработок зависит от геометрических параметров блока (панели), их сечение – от назначения выработки с учетом габаритов оборудования (откаточный орт, доставочная, подсечная или буровая выработка и др.).

Данные по выработкам блока заносятся в таблицу 5.1. Затем рассчитывается удельный объем подготовительно-нарезных работ по блоку (таблица 5.1).

Коэффициенты подготовительно-нарезных работ по блоку ($K_{ПНР,м}$ (м^3)/1000 т балансовой руды) определяются по выражениям:

$$K_{ПНР} = \frac{\sum L}{B_{бл}}; \quad (5.1)$$

$$K_{ПНР} = \frac{\sum V}{B_{бл}}, \quad (5.2)$$

где $\sum L, \sum V$ – суммарные длины и объемы выработок в блоке соответственно (м^3);

$B_{бл}$ – балансовые запасы руды в блоке, т.

Балансовые запасы в подготовительно-нарезных выработках ($B_{ПНР}$, т) определяются по выражению

$$B_{ПНР} = S_p \cdot L_p \cdot \rho, \quad (5.3)$$

где S_p – площадь сечения выработки по руде, м^2 ;

L_p – длина выработки по руде, м;

ρ – плотность руды в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$.

Таблица 5.1 – Объем подготовительно-нарезных работ в блоке

Наименование выработок	Количество, шт.	Сечение, м^2	Длина, м		Балансовые запасы руды, т
			общая	в т.ч. по руде	
Подготовительные выработки	$n_{п}$	$S_{п}$	$L_{о.п}$	$L_{п.р}$	$B_{п}$
Итого					
Нарезные выработки	$n_{н}$	$S_{н}$	$L_{о.н}$	$L_{н.р}$	$B_{н}$
Итого					
Всего по блоку	—	—	$L_{о}$	$L_{р}$	$B_{бл}$

5.2 Расчет показателей извлечения руды по стадиям работ в блоке

Существуют прямые и косвенные методы определения фактических показателей извлечения руды.

При прямых методах замеряют количество и качество обрабатываемых запасов и получаемой рудной массы, затем рассчитывают потери и разубоживание по формулам. При косвенных методах – по расчетным формулам.

Исходные данные для определения показателей использования недр:

B, c – погашенные балансовые запасы (тыс. т) и содержание полезного компонента в них, (%);

D, a – добытая рудная масса (тыс. т) и содержание полезного ископаемого в ней, (%);

Π – потери балансовых запасов (тыс. т);

$V, в$ – засоряющие породы (тыс. т) и среднее содержание полезного компонента в них, (%).

Прямые методы определения показателей извлечения.

Потери руды (Π)

$$\Pi = \frac{\Delta\Pi}{B} \cdot 100\%. \quad (5.4)$$

где $\Delta\Pi$ – потерянная часть балансовых запасов.

Разубоживание руды (R)

$$R = \frac{V}{D} \cdot 100\%, \quad (5.5)$$

Добытая рудная масса (D)

$$D = B - \Delta\Pi + V. \quad (5.6)$$

Косвенные методы определения показателей извлечения.

$$\Pi = 1 - \frac{D(a - в)}{B(a - c)}, \quad (5.7)$$

или
$$\Pi = 1 - \frac{I_{\sigma}}{B}, \quad (5.8)$$

где I_{σ} – извлеченные балансовые запасы руды;

$$I_{\sigma} = B(1 - \Pi),$$

$$R = \frac{c - a}{c - в} \cdot 100\%, \quad (5.9)$$

или
$$R = 1 - \frac{I_{\sigma}}{D}, \quad (5.10)$$

$$D = B \frac{(1 - \Pi)}{(1 - R)}, \quad (5.11)$$

$$a = c - R(c - e). \quad (5.12)$$

Выход первичного концентрата при обогащении (γ) определяем по выражению (3.4)

$$\varepsilon_1 = \frac{a - t_1}{e_k - t_1}. \quad (5.13)$$

Удельный расход рудной массы на 1 т концентрата (q)

$$q = \frac{1}{\varepsilon_1}. \quad (5.14)$$

Извлечение металла в первичный концентрат (ε)

$$e = \frac{\varepsilon_1 \cdot e_1}{a}. \quad (5.15)$$

Балансовые запасы блока ($B_{\text{бл}}$, т) при этажной отработке определяются по выражению

$$B_{\text{бл}} = \frac{B \cdot L \cdot H \cdot \varepsilon}{\sin \alpha}, \quad (5.16)$$

где B, L, H – ширина, длина, высота блока соответственно, м;

α – угол падения залежи, град.

(при безэтажной отбойке пологих залежей вместо $\sin \alpha$ ставить $\cos \alpha$).

С учетом данных практики работы рудника, по которому проектируется система разработки, или для аналогичных условий (по литературным источникам) обосновываются показатели потерь и разубоживание руды по различным стадиям очистной выемки.

Извлекаемые балансовые запасы и добытая рудная масса на различных стадиях работ определяются по расчетным зависимостям с учетом потерь и разубоживания руды.

Показатели извлечения руды по стадиям работ в блоке сводим в таблицу 5.2.

5.3 Основные процессы очистных работ

К основным процессам очистных работ относятся: отбойка, доставка, вторичное дробление, поддержание очистного пространства.

5.3.1 Отбойка руды. Расчет параметров буровзрывных работ при отбойке руды следует производить в соответствии с принятым способом

отбойки (шпуровой, скважинной, минной), вертикальными концентрированными зарядами.

Таблица 5.2 – Показатели извлечения руды по стадиям в блоке

Стадии работ	Балансовые запасы, т	Потери руды, дол.ед.	Разубоживание руды, дол.ед.	Извлечение балансовой руды, т	Добыто рудной массы, т
Подготовительные работы	$B_{П}$	$П_{П}$	$R_{П}$	$I_{б.П}$	$D_{р.м.П}$
Нарезные работы	$B_{Н}$	$П_{Н}$	$R_{Н}$	$I_{б.Н}$	$D_{р.м.Н}$
Итого	$B_{П.Н}$	$П_{П.Н}$	$R_{П.Н}$	$I_{б.П.Н}$	$D_{р.м.П.Н}$
Очистные работы (стадии очистных работ)	×	×	×	×	×
Итого	$B_{Оч}$	$П_{Оч}$	$R_{Оч}$	$I_{б.Оч}$	$D_{р.м.Оч}$
Всего по блоку	ΣB	$П_{бл}$	$R_{бл}$	$I_{б.бл}$	$D_{р.м.бл.}$

Примечания

1 Потери и разубоживание руды при ПНР принимаем равными нулю, т.е. без потерь и разубоживания.

2 Потери и разубоживание руды при образовании подсечки воронками, траншеями, плоским днищем принимаем равными нулю (без потерь и разубоживания).

3 При образовании компенсационных щелей, камер принимаем следующие показатели: потери руды – 2 – 3%; разубоживание руды – 3 – 5%.

4 В строке «итого по очистным работам» определяем сумму в графах 2, 5, 6 и по зависимостям (5.8; 5.10) вычисляем соответственно потери и разубоживание руды, по очистной выемке (графы 3,4).

5 В строке «всего по блоку» определяем сумму в графах 2,5,6 «Итого ПНР» «Итого очистные работы» и по зависимостям (5.8, 5.10) вычисляем соответственно потери и разубоживание «Всего по блоку».

При проектировании размещения зарядов в массиве необходимо пользоваться геолого-маркшейдерской документацией, где обозначены контуры рудной залежи.

Основные параметры буровзрывных работ (q , w) могут быть приняты по данным практики, по табличным данным или рассчитаны [3, 7, 5] для соответствующих условий. Определяются объем бурения, общий расход ВВ и других взрывчатых материалов.

Шпуровая отбойка руды.

Для бурения шпуров используются ручные, телескопные и колонковые перфораторы [2].

При работе с ручными перфораторами последние обслуживает один человек, с телескопными – один человек на 1 – 2 перфоратора, буровую каретку с 1 – 2 перфораторами обслуживает один человек, с тремя перфораторами – 2 человека.

При выборе типа буровой установки руководствуются следующими правилами: для бурения в породах с $f = 8 - 14$ следует применять установки с двумя перфораторами, т.к. один оператор не в состоянии обслужить большее их число; для бурения в породах с $f = 14 - 20$ необходимо применять бурильные установки с тремя перфораторами. При этом коэффициент использования бурильных машин составит $K_{исп} = 0,78$ при двух и $K_{исп} = 0,73$ – при трех перфораторах.

Производительность перфораторов и буровых кареток приведена в таблицах А.1 – А.7 приложения А.

Заряжают шпуры патронированными ВВ (аммонит № 6ЖВ, аммонал, скальный аммонит, детонит). Однако эти ВВ имеют повышенную чувствительность, слеживаются, пылят при зарядании, поэтому непригодны к механическому заряданию. Их заряжают вручную, что малопродуктивно при больших объемах работ и не позволяет достичь высокой плотности ВВ в шпурах.

Для механизированного зарядания применяют гранулированные ВВ (гранулит АС-4, АС-8, граммонит 21М, игданит и др.). Используются зарядные установки эжекторного типа («Курама-7м», «Курама-8») и камерно-порционного типа (ЗП).

Для инициирования зарядов ВВ в шпурах применяют электрический, СИНВ, электроогневой способы и детонирующие шнуры.

Расчет параметров шпуровой отбойки приведен в работе [3].

Скважинная отбойка руды

В зависимости от системы разработки, ее параметров, необходимой глубины бурения на отдельных стадиях очистных работ вы-

бирают буровое оборудование и диаметр скважин от 40 – 90 мм до 200 мм и глубиной от 5 до 60 м.

Телескопные перфораторы применяют для бурения скважин диаметром 52 – 85 мм на глубину до 15 м, колонковые – для скважин диаметром 145 – 214 мм и глубиной до 50 м в породах с крепостью до $f=1,4$.

Станки ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения обслуживаются одним человеком, станки шарошечного бурения – двумя.

Производительность станков ударно-вращательного бурения приведена в таблице А.8 приложения А.

Расположение скважин может быть одиночное параллельное, веерное, пучковое. Схема расположения выбирается в зависимости от горно-геологических условий с учетом достоинств и недостатков каждой из схем и опыта рудника. Необходимый объем бурения определяется исходя из обрушаемого объема руды, удельного расхода ВВ и вместимости скважин с учетом коэффициента их заполнения.

Схема расположения скважин изображается графически. Данные по скважинам вееров заносятся в таблицу, где для каждой скважины указывается угол наклона, длина ее, а также длина и масса заряда ВВ.

Расчет параметров БВР при скважинной отбойке изложен в работах [3, 4, 5].

В настоящее время находит применение новый способ отбойки руды – вертикальными концентрированными зарядами (ВКЗ) [5].

Характеристика ВВ для подземных работ приведена в таблице А.9 приложения А.

Общая масса заряда ВВ на отбойку ($Q_{ВВ}$, кг) определяется из выражения [5]

$$Q_{ВВ} = q \cdot V, \quad (5.17)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³;
 V – обрушаемый объем руды, м³.

Объем бурения вычисляется по формуле

$$\sum L_{скв} = \frac{Q_{ВВ}}{q_{скв} \cdot K_{зан.}}, \quad (5.18)$$

где $q_{скв}$ – количество ВВ в 1 м длины скважины, кг;

$K_{зан.}$ – коэффициент заполнения скважины.

Эталонный удельный расход ВВ, вместимость скважин и коэффициент заполнения скважин приведены в таблицах А.10 – А.13. Тип зарядного устройства выбирается исходя из условий и характеристики зарядчика [3, 4, 6].

Зарядчики типа «Курама» обслуживает 1 человек, типа ЗДУ и МЗКС-160 – 4 – 5 человек.

5.3.2 Доставка и погрузка руды. Все процессы приема, выпуска, вторичного дробления, доставки, погрузки и откатки руды происходят в нижней части блока – днище.

Сочетание выпуска с остальными процессами, протекающими в днище, влияют на их конструкцию и параметры. Каждому сочетанию технологических процессов присущ определенный конструктивный элемент. Конструкции днищ, приведенные в таблице А.17, показаны на рисунке 3.1 [2].

Выбор способа и расчет доставки руды зависит от многих факторов и производится по данным таблиц А.18 – А.23 приложения А и методикам [5, 6].

При вторичном скреперовании длину скреперной доставки принимать до 60 м. При длине доставки более 60 м и торцовом выпуске руды следует принимать, как правило, самоходное оборудование.

При проектировании скреперной доставки мощность скреперной лебедки необходимо увязывать с объемами работ по доставке.

Трудовые, материальные и энергетические затраты по доставке руды рассчитываются так же, как и для отбойки. Затраты на монтаж ВДПУ принимать в среднем 45 чел./смен на установку (или по данным рудника).

5.3.3 Вторичное дробление руды. При массовом обрушении руды практически неизбежен выход негабарита, вторичное дробление которого вызывает простои на выпуске и доставке, сдерживает производительность. Кроме того необходимо учитывать материально-трудовые затраты на вторичное дробление.

Расход ВВ на вторичное дробление на каждом предприятии устанавливается экспериментально.

Для условий рудников Горной Шории можно воспользоваться рекомендуемым соотношением [6]

$$q_{в.д.} = 0,021 \cdot K_{нег} - 0,045, \quad (5.19)$$

где $q_{в.д.}$ – удельный расход ВВ на вторичное дробление накладными зарядами, кг/т;

$K_{нег}$ – выход негабарита, % (принимается по опыту рудника).

В рудной массе из очистной выемки определяется объем негабаритной руды, а по нему расход ВВ, СИ, трудозатраты на вторичное дробление (см. в примерах расчета [6]).

Расчет доставки осуществляется по четырем элементам затрат: зарплата, материалы, энергия, амортизация.

5.3.4 Поддержание выработанного пространства. Если при очистной выемке необходимо поддержание выработанного пространства крепью или закладкой то необходимо выбрать материалы, разработать паспорт крепления и определить расход материалов.

Трудозатраты по процессу рассчитываются исходя из существующих норм в аналогичных условиях. При закладке камер затраты по процессу учитывать в себестоимости по статье «Материалы» (приготовление, транспортировка, возведение закладки).

5.4 Расчет трудовых, материальных и энергетических затрат по стадиям и процессам очистных работ

Расчет технологических процессов очистной выемки необходимо вести отдельно на каждой стадии в последовательности, соответствующей их выполнению по времени (подсечка, отрезка, обработка камеры, обрушение целиков и т.д.) в зависимости от наличия тех или иных стадий очистных работ, характерных для данной системы разработки.

5.4.1 Расчет трудовых затрат по всем основным технологическим процессам добычи. Расчет трудовых затрат, по всем основным технологическим процессам добычи (бурению, заряджению, доставке, погрузке, закладке, креплению) необходимо выбрать оборудование с учетом экономической целесообразности его использования и возможности приобретения. При этом следует ориентироваться на господствующие в настоящее время в отраслях горнодобывающей промышленности тенденции к внедрению наиболее рациональных и производительных машин и их комплексов в соответствующих горно-геологических условиях.

По существующим на руднике нормам выработки и нормам технологического проектирования по всем производственным процессам рассчитываются трудовые затраты по формуле [7]

$$T = \frac{V}{H_{ВЫР}} \cdot N, \quad (5.20)$$

где T – трудовые затраты, чел-смен;

V – объем работ, ед.;

$H_{ВЫР}$ – норма выработки, ед./чел.-смену;

N – число обслуживающих установку человек.

Затраты труда повременщиков рассчитываются по нормативам или по штатному расписанию добычного участка.

Общие затраты времени (N , смен) на ликвидацию негабарита определяем по выражению [6]

$$N_{смен} = \frac{Q_{нег} \cdot t_{в.д.}}{T_{смен}}, \quad (5.21)$$

где $Q_{нег}$ – негабаритная руда в блоке, т;

$t_{в.д.}$ – удельные затраты времени на вторичное дробление, мин.;

$T_{смены}$ – время смены, мин.

$$Q_{нег} = Q_{оч} \cdot K_{нег}, \quad (5.22)$$

где $Q_{оч}$ – рудная масса из очистных работ, т;

$$t_{в.д.} = \frac{T_{в.д.} \cdot n}{100 \cdot p \cdot m}, \quad (5.23)$$

где $T_{в.д.}$ = 10–15 мин – средняя продолжительность перерыва при одновременном взрывании негабаритных кусков, мин.;

n – выход негабарита, %;

p – средняя масса одного негабаритного куска (при габарите 800 мм, $p=0,8-1,2$ т);

m – количество одновременно взрывных кусков, (обычно 2–4).

5.4.2 Расчет затрат на материалы. Расход взрывчатых материалов определяется исходя из паспорта БВР и способа взрывания зарядов. Кроме того необходимо учесть расход средств инициирования (ЭД, ДШ, средств инициирования невзрывчатых веществ (СИНВ), магистрального провода при электровзрывании).

Ориентировочно расчет ДШ устанавливается по соотношению [5]

$$\sum L_{ДШ} = K \cdot \sum L_{ДШ}, \quad (5.24)$$

где K – коэффициент, зависящий от глубины скважин (при глубине до 10 м, $K = 1,2$; при глубине более 10 м – 2,2).

Суммарные удельные затраты средств инициирования (С руб./т) определяются по выражению [6]

$$C_{си} = \frac{C'_{си} \cdot \sigma'_{си} \cdot Q_{отб}}{Q_{бл}}, \quad (5.25)$$

где $C'_{си}$ – цена применяемых СИ, руб./ед.;

$\sigma'_{си}$ – удельный расход СИ на 1000 т руды из практики, шт.;

$Q_{отб}$ – отбиваемые запасы руды, т;

$Q_{бл}$ – балансовые запасы блока, т.

Расход ВВ на вторичное дробление ($Q_{ВВ.вт}$, кг) определяется из выражения [6]

$$Q_{ВВ.вт} = Q_{нег} \cdot q_{в.д}. \quad (5.26)$$

Расход СИНВ на вторичное дробление ($N_{СИНВ}$, шт) определяется из выражения

$$N_{СИНВ} = \sigma'_{СИ} \cdot Q_{нег}. \quad (5.27)$$

Расход буровых коронок (до полного износа коронки принимается 5–6 заточек), буровой стали, канатов и других материалов можно принимать по данным рудника или таблиц А.14–А.16 приложения А.

5.4.3 Расчет затрат на энергию. Расчет энергетических затрат осуществляется в зависимости от рода потребляемой машиной энергии [7].

Для потребителей пневмоэнергии

$$Q_{сж.в} = T_{смены} \cdot q_{сж.в} \cdot t \cdot K_{ис.}, \quad (5.28)$$

где $Q_{сж.в}$ – расход сжатого воздуха по технической характеристике, м³/мин;

T – продолжительность смены, мин;

t – время работы оборудования, смен;

$K_{ис}$ – коэффициент использования оборудования во времени (для буровых установок – 0,7 – 0,8; для зарядных – 0,3 – 0,4).

Для потребителей электроэнергии

$$W_{эл.эн.} = T_{смены} \cdot N \cdot t \cdot K_{ис}, \quad (5.29)$$

где $W_{эл.эн.}$ – расход электроэнергии, кВт/ч;

$T_{смены}$ – продолжительность смены, ч;

N – суммарная мощность двигателей машины, кВт;

t – время работы машины, смен.

Для машин с двигателем внутреннего сгорания расход топлива определяется из управления

$$Q_{топ} = T \cdot q_{топ} \cdot N \cdot t \cdot K_{ис}, \quad (5.30)$$

где $Q_{топ}$ – расход топлива;

$T_{смены}$ – продолжительность смены, ч;

$q_{топ}$ – расход топлива на 1 кВт мощности в час;

N – мощность двигателя, кВт;

t – время работы оборудования, смен.

5.5 Контрольные вопросы и задания

1. Каким образом осуществляется расчет подготовительно-нарезных работ в блоке?
2. Что означают прямые и косвенные методы определения показателей извлечения?
3. Назовите основные процессы очистных работ
4. Назовите условия применения шпуровой отбойки, преимущества и недостатки. Механизация работ при бурении и зарядании шпуров.
5. Назовите условия применения скважинной отбойки, преимущества и недостатки. Механизация работ при бурении и зарядании скважин.
6. Назовите основные параметры шпуровой и скважинной отбойки?
7. Что означает коэффициент сближения зарядов?
8. Что означает доставка руды в блоке и назовите способы доставки?

9. Что означает вторичное дробление руды?
10. Что такое выход негабарита?
11. Что означает поддержание выработанного пространства и как оно осуществляется?
12. Как осуществляется расчет трудовых затрат по процессам?
13. Как осуществляется расход взрывчатых материалов и средств инициирования?
14. Каким образом осуществляются расходы материалов (буровые коронки, буровая сталь, канат и др.) ?
15. Каким образом осуществляется расчет энергетических затрат?

6 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ ПРОЕКТА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Экономический расчет системы разработки заключается в определении себестоимости добычи 1 труды.

Производительность труда бурильщика ($P_{бур}$, т/чел-смену) определяется по выражению

$$P_{бур} = K_{пер} \cdot H_{бур} \cdot \lambda, \quad (6.1)$$

где $K_{пер} = 1,05-1,1$ – коэффициент перевыполнения нормы,

$H_{бур}$ – норма выработки, пог.м/чел-смену;

λ – выход руды с одного метра шпура, скважины, т/м.

Производительность труда рабочего на выпуске ($P_{вып}$, т/чел.-смену) определяется по выражению

$$P_{вып} = K_{пер} \cdot H_{вып}, \quad (6.2)$$

где $H_{вып}$ – норма выработки на выпуске руды, т/чел. – смену.

Для определения производительности труда забойного рабочего ($P_{з.р}$, т/чел.-смену) находятся суммарные трудовые затраты при отработке блока на очистных работах, включая всех рабочих, находящихся в штате добычного участка

$$P_{з.р} = \frac{Q_{о.р}}{\sum T_{о.р}} \cdot K_{пер}, \quad (6.3)$$

где $Q_{о.р}$ – количество рудной массы, выданной из блока при очистной выемке, т;

$\sum T_{о.р}$ – сумма трудозатрат, рассчитанных по нормам, чел.-смен, $K_{пер} = 1,05-1,08$.

Производительность труда по системе разработки определяется с учетом трудозатрат на очистных и подготовительно-нарезных работах из выражения

$$P_{с.р} = \frac{Q_{бл}}{\sum T_{о.р} + T_{ПНР}} \cdot K_{пер}, \quad (6.4)$$

где $Q_{бл}$ – полный объем рудной массы, выданной из блока, с учетом попутной добычи при проходке, т;

$T_{ПНР}$ – трудозатраты на проходку горных выработок (чел-смен) определяются по выражению

$$T_{ПНР} = \frac{V_{ПНР}}{H_{ПНР}}, \quad (6.5)$$

где $V_{ПНР}$ – объем подготовительно-нарезных работ в блоке, м³;
 $H_{ПНР}$ – комплексная норма выработки на подготовительно-нарезных работах, м³/чел-смену (принимается по данным практики).

Себестоимость 1 т руды по системе разработки складывается из себестоимости по подготовительно-нарезным и очистным работам и определяется по выражениям:

$$C = C_{ПНР} + C_O, \quad (6.6)$$

$$C_{ПНР} = \frac{C' \cdot V_{ПНР}}{Q_{БЛ}}, \quad (6.7)$$

где C – себестоимость проходки 1 м³ выработок, руб./м³ (принимается по данным практики).

Себестоимость добычи по очистным работам определяется по элементам затрат: заработной плате, материалам, энергии, амортизации оборудования. Расчет сводится в таблицы 6.1 – 6.4 (в условных единицах).

Таблица 6.1 – Статья себестоимости «Заработная плата»

Профессия	Тарифный разряд	Тарифная ставка, руб.	Трудовые затраты, чел-смен	Сумма затрат, руб.
Бурильщик	×	×	×	$\Gamma_{р3} \times \Gamma_{р4}$
Взрывник	×	×	×	×
	×	×	×	×
Всего				10000

Получив итог по графе 5 определяем остальные доплаты.

Например, итог по графе 5 составил 10000. Тогда:

- с ночными и премиальными доплатами $10000 \times 1,3 = 13000$;
- с дополнительной зарплатой $13000 \times 1,085 = 14000$;
- выслуга лет (8 % от основной) $10000 \times 0,08 = 800$;

– с выслугой лет 14800;

– с районным коэффициентом $14800 \times 1,3 = 19240$.

Всего с начислениями на зарплату $19240 \times 1,079 = 20759$. Действующие тарифные ставки и начисления на заработную плату берутся по данным практики.

Себестоимость по статье «Заработная плата»

$$C_{\text{зар.пл.}} = \frac{\sum \text{затрат}}{Q_{o.p}} = \frac{20759}{Q_{o.p}}. \quad (6.8)$$

Таблица 6.2 – Статья себестоимости «Материалы»

Наименование материалов	Единица измерения	Расход, ед.	Цена за ед., руб.	Затраты, руб.
Граммонит 21М	т	100	162	11620
Детонирующий шнур	м	10000	0,121	1210
Сумма затрат по графе 5				20000
Всего с неучтенными материалами (1,15)				23000

Себестоимость по статье «Материалы»

$$C_{\text{мат}} = \frac{\sum \text{затрат}}{Q_{o.p}} = \frac{23000}{Q_{o.p}}, \quad (6.9)$$

Цены на материалы надо брать по данным рудника, т.к. они дифференцированы по районам.

Себестоимость по статье «Энергия»

$$C_{\text{эн}} = \frac{\sum \text{затрат}}{Q_{o.p}} = \frac{900}{Q_{o.p}}. \quad (6.10)$$

Затраты по амортизации ($Z_{\text{ам}}$; руб.)

$$Z_{\text{ам}} = \frac{C \cdot H_{\text{ам}} \cdot t}{N_{\text{смен}}}, \quad (6.11)$$

где C – цена оборудования, руб.;

$H_{\text{ам}}$ – готовая норма амортизации, %;

t – время работы оборудования на рассчитываемый срок, смен;

N – число рабочих смен в году (по режиму работы предприятий в проекте).

Таблица 6.3 – Статья себестоимости «Энергия»

Потребители энергии	Род энергии	Расход энергии, ед.	Цена за единицу, руб.	Затраты, руб.
Буровой станок	Электрическая	10000	0,013*	130
	Пневматическая	100000	0,002	200
Погрузочно-доставочная машина ПД-8*	Электрическая	10000	0,04	400
Сумма затрат по графе 5				730
С учетом установленной мощности				900

*При использовании топлива затраты относятся к статье «Материалы»

Себестоимость по статье «Амортизация»

$$C_{ам} = \frac{\sum \text{затрат}}{Q_{о.р}} = \frac{800}{Q_{о.р}}. \quad (6.12)$$

Цена и норма амортизации оборудования берется в бухгалтерии рудника.

Себестоимость 1 т руды по очистным работам

$$C_o = C_{зар.пл.} + C_{мат} + C_{эн} + C_{ам}. \quad (6.13)$$

Если расчет себестоимости ведется отдельно по стадиям очистной выемки, тогда определяется средневзвешенная себестоимость по блоку в целом

$$C_{о.ср.} = \frac{\sum C_{ст} \cdot Q_{ст}}{\sum Q_{ст}}, \quad (6.14)$$

где $C_{ст}$ – себестоимость по отдельным стадиям очистной выемки, руб./т;

$Q_{ст}$ – запасы руды, извлекаемые по стадиям, т.

Таблица 6.4 – Статья себестоимости «Амортизация оборудования»

Наименование оборудования	Цена с доставкой и монтажом, руб.	Норма амортизационных отчислений, %	Сумма амортизации в год, руб.	Время работы оборудования, смен	Затраты, руб.
Буровой станок НКР-100М	2000	40,1	800	46	40
Погрузочно-доставочная машина ПД-8	50000	40,1	20000	23	500
Сумма затрат					800

Принятые в проекте технические решения должны способствовать снижению себестоимости добычи и росту производительности труда в сравнении с достигнутыми фактическими показателями. Показатели по системе разработки сводятся в таблицу 6.5.

Таблица 6.5 – Техничко-экономические показатели по системе разработки

Показатели	По проекту	По руднику
1 Балансовые запасы блока, в т.ч. из ПНР, т	×	×
2 Потери руды, %	×	×
3 Разубоживание, %	×	×
4 Сырая руда, т	×	×
5 Удельный объем ПНР на подготовленные запасы руды, м ³ /1000 т, м ³ /1000 т	×	×

Продолжение таблицы 6.5

Показатели	По проекту	По руднику
6 Выход горной массы с 1 м скважины, т	×	×
7 Удельный расход ВВ, кг/т	×	×
8 Производительность очистного забоя, тыс. т/мес.	×	×
9 Производительность труда забойного рабочего, т/смену	×	×
10 Производительность труда по системе разработки, т/смену	×	×
11 Себестоимость 1 т руды, руб./т	×	×
Примечание – Показатели взрывных работ из практики рекомендуется принимать по данным «Руководство»[8]		

Проект системы разработки включает расчетную и графическую часть. Расчетно-пояснительная записка объемом 25 – 30 с. машинистого макета и чертеж на листе ватмана формата 814×576 мм выполняются в соответствии с требованиями к курсовому и дипломному проектированию [9].

6.1 Контрольные вопросы и задания

1. Что означает производительность труда бурильщика на очистных работах?
2. Чем отличается производительность труда по системе разработки от производительности труда забойного рабочего?
3. Из каких составляющих складывается себестоимость 1 т руды по системе разработки?
4. Какие элементы затрат включает себестоимость добычи по очистным работам?
5. Назовите основные технико-экономические показатели по системе разработки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проектируемая система разработки должна прежде всего обеспечивать безопасность ведения горных работ, их экономичность, технически возможные и экономически оправданные потери полезного ископаемого, охрану окружающей среды.

В данном учебном пособии рекомендуется наиболее простая и приемлемая для пользования классификация систем разработки проф. В.Р. Именитова. Основным классификационным признаком при делении систем разработки на три класса является способ поддержания выработанного пространства в период очистной выемки.

Методика выбора систем разработки базируется на учете постоянных факторов (устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела (учитываются в любых случаях) и переменных, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных случаях (возгораемость, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности и др.).

Деление шахтного поля на этажи, блоки (панели), а также выбор схемы подготовки откаточного горизонта при проектировании системы разработки осуществляется в зависимости прежде всего от мощности и угла падения рудной залежи.

Для сравнительной экономической оценки систем разработки в зависимости от соотношения приведенных затрат и показателей извлечения рекомендуются следующие критерии: минимум приведенных затрат; максимальная прибыль (доход); сумма сравнительных убытков; минимальные сравнительные условные потери металла.

Проектируемая технология ведения очистных работ должна базироваться на результатах патентных исследований, передовой отечественной и зарубежной техники.

Для выбранной системы разработки дается полный расчет себестоимости по стадиям очистной выемки и по основным производственным процессам с определением технико-экономических показателей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений [Текст] : учебное пособие для вузов / В. Р. Именитов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1984.– 504 с.
2. Шеховцов В. С. Процессы очистных работ при подземной разработке рудных месторождений [Текст]: учеб. пособие / В. С. Шеховцов; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2001.–189 с.
3. Шеховцов В. С. Проектирование процессов отбойки и доставки руды в блоке [Текст]: учеб. пособие / В. С. Шеховцов, И. В Машуков; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк:СибГИУ, 2005. – 100 с.
4. Шеховцов В. С. Расчет параметров процессов очистных работ и показателей извлечения при подземной добыче руд [Текст]: учеб. пособие / В. С. Шеховцов; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 115 с.
5. Шеховцов В. С. Расчет параметров взрывной отбойки руды в блоке. Ч.1: методические указания для выполнения курсового проекта / В. С. Шеховцов; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 50 с.
6. Шеховцов В. С. Доставка руды в блоке.Ч.2: методические указания для выполнения курсового проекта / В. С. Шеховцов; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2009. – 85 с.
7. Шеховцов В. С. Системы разработки рудных месторождений: методические указания для выполнения курсового проекта / В. С. Шеховцов; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 51 с.
8. Руководство по проектированию, организации и проведению массовых взрывов на подземных рудниках филиалов Евразруды / Министерство образования и науки РФ; Федеральное агентство по науке и инновациям; ОАО «ВостНИГРИ»; [сост.: И. В. Машуков]. – Новокузнецк: «Новокузнецкий полиграфкомбинат», 2008. – 217 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Данные для расчетов

Таблица А.1 – Производительность ручных и телескопных перфораторов за 7-часовую смену при бурении шпуров диаметром 43 мм и глубине 1,5 м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Прото- дьяконова	Группа и тип перфоратора				
	ручной			телескопный	
	легкий (массой до 18 кг)	средний (массой 18-24 кг)	тяжелый (массой более 24 кг)	легкий (массой до 30 кг)	средний (массой до 45 кг)
19 – 22	18	22	27	24	27
15 – 18	20	26	30	28	31
13 – 14	24	32	35	31	37
11 – 12	29	37	42	38	43
9 – 10	33	43	48	43	49
7 – 8	47	58	65	58	66
4 – 6	54	60	77	69	78
менее 4	90	109	-	98	103

Таблица А.2 – Производительность буровых кареток, оборудованных двумя перфораторами, при бурении шпуров диаметром 40 – 52 мм за 7-часовую смену, м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Прото- дьяконова	Тип перфоратора, диаметр шпура		
	ПТ-36, ПК-50, d шпура 40 мм	ПК-60, d шпура 40 мм	ПК-75, d шпура 40 мм
20 – 22	90	82	135
16 – 19	104	94	156
13 – 15	115	104	173
11 – 12	120	108	180
9 – 10	126	113	190
6 – 8	140	128	212
менее 6	151	136	227

Примечания

1. Производительность буровых кареток, оборудованных тремя перфораторами, определить с применением коэффициента 1,2;
2. При перегоне каретки из забоя в забой в течение смены вводится коэффициент 0,7 – 0,8.

Таблица А.3 – Поправочный коэффициент на диаметр шпуров

Диаметр шпура, мм	32	36	40	43	46	52
Коэффициент	1,5	1,25	1,1	1,0	0,9	0,8

Таблица А.4 – Поправочный коэффициент на глубину шпура

Глубина шпура, м	1,5	1,0	4,0
Коэффициент	2,5	0,95	0,9

Таблица А.5 – Производительность телескопных и колонковых перфораторов за 7-часовую смену при бурении скважин диаметром 85 мм и глубине до 15 м

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова	Производительность, м/смену	
	телескопный	колонковый
19 – 22	9	6
15 – 18	12	7
13 – 14	16	9
11 – 12	19	11
9 – 10	22	13
7 – 8	31	19
4 – 6	36	23
менее 4	54	35

Примечание – При другом диаметре глубины скважин принимаются поправочные коэффициенты по таблицам А.6, А.7.

Таблица А.6 – Поправочный коэффициент на диаметр скважин

Диаметр скважин, мм	52	65	75	85
Коэффициент	2,2	1,6	1,25	1,0

Таблица А. 7 – Поправочный коэффициент на глубину скважин

Глубина скважины, м	0 – 10	1,2	0 – 20	0,8
Коэффициент	0 – 15	1,0	0 – 25	0,7

Таблица А.8 – Производительность станков ударно-вращательного бурения с погруженными пневмоударниками при глубине бурения до 30 м, угле наклона скважин к горизонту до $\pm 45^\circ$, диаметре скважин 100 – 105 мм

Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова	Производительность станка за 7-часовую смену, м
1	2
более 20	3
19 – 20	4,5
15 – 18	11
13 – 14	17
11 – 12	20
9 – 10	27
7 – 8	40
4 – 6	64
менее 4	88

Примечание – При глубине бурения более 30 м вводится коэффициент 0,9; при угле наклона скважины от 45 до 90° принимается коэффициент 0,8.

Таблица А.9 – Характеристика ВВ для подземных горных работ

ВВ	Заряжание		Коэффициент работоспособности относительно аммонита № 6ЖВ
	способ	плотность в шпуре (скважине) кг/м ³	
Гранулированные и водонаполненные пластичные ВВ			
Игданит	механизированные.	1100 – 1200	1,2
Гранулит М		1100 – 1200	1,2
Гранулит АС-8		1100 – 1200	1,15
Гранулит АС-4В		1100 – 1200	1,0
Гранулит АС-8В		1100 – 1200	0,89
Граммонал А-8		1000	0,9
Граммонит 21М		1000 – 1100	1,0
Акванит 3Л		1450 – 1500	1,4

Продолжение таблицы А.9

ВВ	Заряжание		Коэффициент работоспособности относительно аммонита № 6ЖВ
	способ	плотность в шпуре (скважине) кг/м ³	
Патронированные ВВ			
Аммонит № 6ЖВ	ручной	850	1,0
Динафталат		850	1,1
Аммонал скальный №3		800	0,84
Аммонит скальный №1			
патронированный		800	0,84
прессованный		1150	0,75
Детонит М		800	0,9

Таблица А.10 – Эталонный удельный расход ВВ при шпуровой отбойке, кг/м³

Коэффициент крепости руды	Ширина забоя, м				
	до 1	1–2	2–3	3–5	более 5
20 и более	3,9	2,6	2,3	2,1	2,0
18 – 20	3,6	2,3	2,1	1,9	1,8
16 – 18	3,3	2,1	1,9	1,8	1,7
14 – 16	3,0	1,8	1,7	1,5	1,4
12 – 14	2,7	1,5	1,5	1,4	1,2
10 – 12	2,4	1,4	1,2	1,1	1,1
8 – 10	2,1	1,2	1,0	0,9	0,9
6 – 8	1,8	1,1	0,9	0,8	0,8
до 6	1,4	0,9	0,8	0,6	0,6

Таблица А.11 – Значения эталонного удельного расхода ВВ
(аммонит № 6ЖВ) для нормального дробления руды
параллельными скважинами диаметром 105 мм

Крепость руды по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Удельный расход ВВ, кг/м ³
2 – 3	0,34
4 – 6	0,56
7 – 9	0,9
10 – 14	1,1
15 – 18	1,6
19 – 20	2,0

Таблица А.12 – Вместимость скважин по взрывчатым веществам

Диаметр скважины, мм	Патронированные ВВ, кг	Россыпные ВВ при плотности заряжения, кг/м ³		
		900	1000	1100
55	1,8	2,1	2,4	2,6
65	2,2	3,0	3,3	3,65
75	3,0	4,0	4,4	4,8
85	3,5	5,1	5,7	6,3
105	6,5	7,8	8,7	9,5
150	13,5	15,9	17,7	19,4

Таблица А.13 – Коэффициент заполнения скважин при
параллельном расположении в зависимости
от глубины

Глубина скважины, м	Коэффициент заполнения
5	0,7
10	0,8
30 и более	0,9

Примечание – При веерном расположении принимается поправочный коэффициент 0,85.

Таблица А.14 – Расход буровых коронок, армированных твердым сплавом

Крепость по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова	Расход коронок, штук на 1000 м шпура или скважины		
	Диаметр коронок, мм		
	40–42	85	105
более 20	416	500	500
18 – 20	238	280	250
16 – 18	167	165	165
14 – 16	104	125	ПО
12 – 14	67	90	75
10 – 12	40	63	55
8 – 10	20	28	26
6 – 8	13	20	18
4 – 6	5	13	12
менее 4	3	8	5

Таблица А.15 – Расход буровой стали марки 55С-2 (кг) на 1000 м шпуров или скважин

Буровое оборудование	Крепость по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова										
	более 20	18-19	16-17	14-15	12-13	10-11	8-6	6-7	5	4	3
Перфоратор ручной	420	316	250	212	153	114	78	55	45	39	26
Перфоратор телескопный	336	252	200	170	122	91	62	44	36	31	22
Бурение скважин	280	242	190	154	112	80	54	36	28	22	18

Примечание – Для стали марки У-7 берется коэффициент 1,4; для стали марки 95ХМА- 0,385.

Таблица А.16 – Средний расход канатов при скреперной доставке, кг/1000 труды

Тип скрепера	Емкость скрепера, м ³				
	0,25	0,4	0,6	1,0	1,6
Гребковый сварной	72	60	39	21,6	14,4
Гребковый литой	35	29	19	10,5	7,0
Шарнирный сварной	30	33	21,6	12	8
Шарнирный литой	22	18,4	12	6,6	4,4

Таблица А. 17 – Параметры днищ блоков при различных сочетаниях технологических процессов

Класс днища	Процессы, сочетаемые с выпуском	Отличительный конструктивный элемент	Высота, м	Запасы руды, % к запасам блока	Уд. объем выработок м ³ /м ³	Число ярусов
1	Одновременная погрузка руды через люки	Выпускные рудоспуски	5 – 10	10 – 15	2,6 – 3,2	2
2	Одновременная доставка и погрузка руды питателями	Погрузочно-выпускные камеры	7 – 10	15	3 – 3,5	2
3	Последующая погрузка машинами	Погрузочные камеры	6 – 10	12 – 17	3,3 – 4,7	2
4	Последующая механическая доставка	Горизонт доставки	8 – 11	15, 48	2,3 – 3,3	3

Продолжение таблицы А.17

Класс днища	Процессы, сочетаемые с выпуском	Отличительный конструктивный элемент	Высота, м	Запасы руды, % к запасам блока	Уд. объем выработок м ³ /м ³	Число ярусов
5	Доставка через камеры грохочения, последующая погрузка через люки или питатели	Горизонт грохочения	13 – 18	25 – 30	3,3 – 3,7	3
6	Последующая двойная механизированная доставка	Два горизонта доставки	13 – 18	25 – 30	2,5 – 3,5	4
7	Грохочение с последующей механизированной доставкой	Горизонты грохочения и доставки	3 – 18	25 – 30	3,4 – 3,9	4

Таблица А.18 – Выбор способа доставки руды

Длина доставки, м	Способ при различных соотношениях доставляемых запасов и длины доставки		
	Доставляемые запасы на один механизм, тыс.т		
	10	20 – 50	60 и более
10	Скреперными установками мощностью до 30 кВт	Вибрационными доставочно-погрузочными	Вибрационными доставочно-погрузочными
15 – 30	Скреперными установками мощностью до 30 кВт	Скреперными установками мощностью до 55 кВт	Скреперными установками мощностью до 100 кВт
35 – 60		Конвейерами с дозированным выпуском питателями или работающими под завалом	Конвейерами с дозированным выпуском питателями или работающими под завалом
Примечание – При длине доставки более 60 м применять, как правило, самоходное оборудование.			

Таблица А.19 – Нормы выработки при грохочении с применением ВВ для дробления негабарита, т/чел.-смену

Расстояние доставки ВМ, м	Выпуск руды	Зазоры на грохотах, мм		
		до 600	600 – 800	более 800
До 500 м	из камер	220	329	420
	из обрушения	175	246	274
Более 500 м	из камер	200	300	374
	из обрушения	158	220	240

Таблица А.20 – Производительность скреперной доставки за 7-часовую смену при скреперовании в рудоспуск и кондиционном куске 700 мм, т/смену

Расстояние	Емкость скрепера, м ³			
	0,4	0,6	1,0	1,6
10	288	338	438	550
20	238	300	375	500
30	200	250	325	460
40	176	226	300	410
50	153	200	275	370

Примечание – При скреперовании через полук в вагоны принимается коэффициент 0,9

Таблица А.21 – Нормы выработки на погрузку горной массы вибропитателями в вагоны, т/смену

Трудоемкость выпуска и вторичного дробления, чел.мин./м ³ горной массы в целике	Тип установки					
	ВДПУ		ВВДР		РПУ	
	вместимость вагона, м ³					
	4,0	9,0	4,0	9,0	4,0	9,0
до 0,5	440	600	413	550	445	609
0,51–0,9	384	501	363	465	387	506
0,91–1,5	336	422	319	396	339	426
1,51–2,1	292	356	279	337	294	358
более 2,1	274	329	253	313	274	331

Таблица А.22 – Эксплуатационная производительность виброкомплексов, т/смену

Выход	При технической производительности, т/ч		
	125	250	500
0	500	1000	2000
5	440	700	1080
10	350	540	750
20	260	360	420
30	210	280	320
40	180	220	260

Таблица А.23 – Производительность доставки самоходным оборудованием за 7-часовую смену, т/смену

Оборудование	Длина доставки, м					
	50	100	150	200	300	400
ПДМ грузоподъемностью:						
2 – 3 т	130 – 190	110 – 170	100 – 150	–	–	–
4 – 5 т	250 – 20	230 – 290	200 – 250	–	–	–
6 – 8 т	400 – 500	350 – 450	300 – 400	280 – 380	250 – 330	200 – 300
10 – 12 т	650 – 750	600 – 700	550 – 650	500 – 600	400 – 500	350 – 450
14 – 16т	900 – 1000	800 – 900	750 – 850	650 – 750	550 – 650	500 – 550
Автосамосвалы и самоходные вагоны грузоподъемностью:						
	650	600	550	500	400	350
15т	950	850	800	750	650	550
20 т	1250	1150	1050	950	800	700
Примечание – При большей длине доставки производительность определяется расчетом						

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Технические характеристики бурового оборудования

Таблица Б.1 – Техническая характеристика некоторых переносных перфораторов серии ПП

Показатели	Тип перфоратора									
	ППЗ 6В2	ПП5 4В2	ПП5 4ВБ2	ПП6 3В2	ПП6 3ВБ2	ПП6 3С2	ПП6 3П1	ПП6 3С2Р	ПП6 3В2Л	ССП Б1К
Энергия удара, Дж	40	55,5	55,5	63,7	63,7	63,7	63,7	63,7	63,7	68
Частота ударов, с ⁻¹	40	40	40	30,8	30,8	30,8	30,8	30,8	30,8	32
Крутящий момент, Н·м	20	29,4	29,4	27,5	27,5	27,5	27,5	27,5	27,5	45
Давление (номинальное) сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Удельный расход воздуха, м ³ /мин	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,025
Длина перфоратора, мм	700	820	860	840	880	730	830	730	840	750
Диаметр шпуров, мм	32 – 40	32 – 40	32 – 40	40 – 46	40 – 46	40 – 46	40 – 46	40 – 46	40 – 46	32 – 36
Глубина бурения, м	2	4	4	5	5	5	5	5	5	6
Масса, кг	24	31,5	31,5	32	32	32	32	32	32	31,5
Размеры хвостовика буровой штанги, мм	22× 108	25× 108	22× 108	22× 108	22×108	22×100				
Примечание – Буквы и их сочетания в марке перфоратора обозначают: В – с осевой промывкой; ВБ – с боковой промывкой; С – для бурения шпуров в обводненных породах при проходке стволов шахт.										

Таблица Б.2 – Характеристика установок бурильных шахтных (УБШ)

Показатели	Тип установок					
	УБШ-214А	УБШ-214У	УБШ-308А	УБШ-308У	УБШ-215	УБШ-254
Диаметр шпуров, мм	42...52	42...52	42...52	42...52	42...52	42...52
Коэфф. крепости пород по шкале М.М. Протодяконова	4 – 16	8 – 14	8 – 14	8 – 14	8 – 14	8 – 14
Вид потребляемой энергии . Ходовая часть	Пневмат. Колесно- рельсов.	Пневмат. Колесно- рельсов.	Пневмат. гусеничный	Пневмат. гусеничный	Эл.гидравл. Колесно-рельсов.	Пневмат. Гидравл. Гусенич.
Способ разрушения массива	Вращ.-ударн.	Вращ.-ударн.	Вращ.-ударн.	Вращ.-ударн.	Вращ.-ударн.	Вращ.-уд..
Тип перфоратора	М2, БГА-2м	М2, БГА-2м	М2, БГА-2м	М2, БГА-2м	1ГП (Норит101)	Норит 101
Ход перфоратора, м	2,4; 2,8	2,75	2,8; 3,2	2,8; 3,2	2,4; 2,8	2,4; 2,8
Ход телескопа, м	1,2; 1,4	-	1,4; 1,6	-	1,2; 1,4	1,2; 1,4
Зона бурения, м ²	4,2-10	4,2-12	18...20	18...20	4,2...12	12
Подъем стрелы, град.	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19
Поворот стрелы, град.	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40
Скорость перемещения, км/ч	0,5	0,9	0,9	0,9	0,5	-
Ширина колеи, мм	900(750; 600)	900(750; 600)	-	-	900(750;600)	-
Подъем стрелы, град.	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19	+45..-19
Поворот стрелы, град.	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40	+40..-40
Скорость перемещения, км/ч	0,5	0,9	0,9	0,9	0,5	-
Ширина колеи, мм	900(750; 600)	900(750; 600)	-	-	900(750;600)	-
Расход воздуха м ³ /мин	15	15	35	35	30 кВт	30 кВт
Длина, м	6,0	7,6	7,2	7,8	7,1	7,2
Ширина, м	1,0	1,129	1,6	1,6	1,15	1,2
Высота, м	1,5	1,5	1,8	1,7	1,65	1,8
Масса, кг	4000	3300	8100	8600	5000	7200
Наклон подагчика	+19..-45	+19..-45	+19..-45	+19..-45	+19..-45	+19..-45

Таблица Б.3 – Характеристика бурильных установок с пневмодвигателями

Тип каретки / параметры	БУ-1	БУР-2	СБУ-2м	1СБУ-2м	СБКН-2м	2УБН-2П
Размеры забоя, обуреваемого с одной позиции, м	5,2	5,8	5,88	6,2	4,0	4,0
-ширина	4,0	4,0	3,92	5,8	3,2	3,2
высота						
Коэффициент крепости пород (1)	16	16	16	16	8-20	8-20
Глубина шпуров, м	2,7	2,7	2,7	4,0	2,5	2,5
Число бурильных машин	1	2	2	2	2	2
Расход сжатого воздуха, м ³ /с	0,21 – 0,25	0,4 – 0,5	0,4 – 0,5	0,4 – 0,5	0,4 – 0,5	0,42
Ходовая часть	Колесно-рельсовая ширина колеи 800; 750; 900.	Колесно-рельсовая 750;900.	Гусеничная	Гусеничная	Колесно-рельсовая 600; 750	Пневмоколесная

8

Таблица Б.4 – Техническая характеристика некоторых телескопных перфораторов

Показатели	Тип перфоратора				
	ПТ-29	ПТ-36	ПТ-45	ПТ-4	ПТ-45ЛП
Число ударов поршня в мин.	2500	3000	1650	1750	2600
Работа удара, кг·м	3,5	6,0	4,5	6,2	5,0
Крутящий момент, Н·м	140	210	165	180	200
Расход воздуха, м ² /мин	3,2	4,2	3,1	3,2	3,5
Скорость вращения бура, об/м	50	50	-	127-135	-
Диаметр воздушного шланга, м	25	25	25	25	25
Диаметр водяного штанга, мм	14	13	13	13	13
Способ удаления буровой мелочи	Центральная промывка	Центральная промывка	Центральная промывка	Центральная промывка	Центральная промывка

Длина перфоратора, м	1305	1360	1487	1427	1230
Масса, кг	34	38	45	44,5	42
Величина подачи телескопа, мм	-	-	650	615	950
Подъемная сила телескопа, Н	1400	1850	1400	1650	2200

Таблица Б.5 – Технические характеристики некоторых гидроперфораторов серии 200 ГП

Показатели	Модификация гидроперфоратора					
	201	202	203	204	205	206
Энергия удара максимальная, Дж	225	280	340	225	280	340
Частота ударов при максимальной энергии, Гц	60	50	40	60	50	40
Пределы регулирования частоты ударов, Гц	60...125	50...125	40...125	60...125	50...125	40...125
Крутящий момент максимальный, Н·м	250	250	250	350	350	350
Частота вращения максимальная, мин ⁻¹	400	400	400	330	330	330
Давление жидкости, МПа	16	16	16	16	16	16
Масса, кг	134	135	139	135	136	140
Габариты, мм:						
-высота	220	220	220	220	220	220
-длина	950	950	1000	950	950	1100
-ширина	295	295	295	295	295	295

Таблица Б.6 – Технические характеристики колонковых перфораторов

Показатели	ПК-60	ПК-75
Глубина бурения, м	до 25	до 50
Диаметр бурения, мм	40-65	40-85
Частота ударов, мин ⁻¹	2500	2000
Крутящий момент, Н·м	156,9	215,7
Энергия удара, Дж	88,26	147,1
Коэффициент крепости горных пород	до 16	св.16

Давление воздуха, МПа	0,5	0,5
Расход воздуха, м ³ /с	-	-
Масса, кг	60	75

Таблица Б.7 – Технические характеристики некоторых самоходных установок для бурения шпуров (скважин*)

Показатели	СБКН-2П	1СБУ-2К	Буммер Н121	Симба-22*	Симба-26*
Размер обуреваемого забоя, м:	2,5	6,7	5	4	4
-ширина	2,5	6	4	3	3
-высота					
Число бурильных машин	2	2	2	2	2
Тип бурильной машины	ПТ – 36	ПК – 60	Гидро-перфоратор	Гидро-перфоратор ВВС-100, ВВС-120	Гидро-перфоратор ВВС-100, ВВС-120
Диаметр шпуров, мм	40 – 50	40 – 65	41 – 51	48 – 64	48 – 64
Глубина шпуров, м	2,2	4	3,0-3,5	30	30
Ходовая часть	Пневмоколесный	Гусеничный	Пневмоколесный	Пневмоколесный	Пневмоколесный
Привод хода	Пневмат.	Электрический	Дизель	Пневмодвигатель	Пневмодвигатель
Мощность привода, Квт	5,0	17,7	80	-	-
Масса, т	1,5	14,7	14	3,5	2,8

Таблица Б.8 – Технические характеристики некоторых буровых станков

Показатели	ЛПС-3м	БП-160	НКР-100МПА	НКР-100МВПА
Масса, кг	496	900	860	935
Тип двигателя на вращателе	Пневмат.	пневмат.	Пневмат. ДАР-14	Пневмат. ДАР-14
Частота вращения, с ⁻¹	30 – 40	10 – 80	150	150
Крутящий момент, Нм	-	-	330	330
Длина штанги, м	1,12	2,1	1,2	1,2
Расход воздуха, м ³ /мин.	10 – 11	5	15	15
Расход воды, л/мин.	6 – 8	6-8	15 – 20	15 – 20
Глубина бурения, м	35	50	50	80
Диаметр скважины, мм	105 – 155	105 – 155	105	105
Усилие подачи, кН	6,6	20,0	6	12
Ход подачи, м	-	-	0,365	0,365
Габаритные размеры, м	2,42×0,27×0,475	2,1×1,0×1,05	1,8×0,7×0,7	1,8×0,7×0,7
Примечание – Предназначены для бурения взрывных скважин в породах и рудах с коэффициентом крепости $f=6-20$ по шкале проф. М.М. Протодяконова.				

92

Таблица Б.9 – Техническая характеристика шарошечного бурового станка БШ-145М

Наименование показателя	Показатели
Глубина бурения, м	До 100
Диаметр долота, мм	145
Частота вращения, мин ⁻¹	200
Усилие подачи, кН	120
Мощность двигателя, кВт	20
Минимальное сечение буровой выработки, м	3,0×3,0
Масса, кг	1800

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Зарядные машины и механизмы

Таблица В.1 – Технические характеристики некоторых электронных зарядчиков шпуров россыпными ВВ

Показатели	Курама-7	Курама-8
Емкость бункера, кг	8	8
Рабочие давление сжатого воздуха, МПа	0,5 – 0,7	0,5 – 0,7
Максимальная производительность, кг/мин	12	18
Диаметр шпура, мм	46	46
Предельная глубина шпуров, м	3,0	-

Таблица В.2 – Техническая характеристика некоторых порционных зарядов

Показатели	ЗП-2	ЗП-5	ЗП-12	ЗП-25
Максимальный объем камеры, м ³	2	5	12	25
Максимальный диаметр шпуров (скважин), мм	56	80	105	150
Максимальная глубина шпуров (скважин), м	25	35	40	40
Плотность заряжания, г/м ³	1,2	1,2	1,2	1,2
Рабочие давление сжатого воздуха, МПа	0,5 – 0,7	0,5 – 0,7	0,5 – 0,7	0,5 – 0,7

Таблица В.3 – Техническая характеристика зарядной машины МЗКС-160

Наименование параметров	Значение параметров
Техническая производительность питателя, кг/мин, не менее	160
Вместимость одной камеры, м ³ , не менее	0,12
Вместимость загрузочного бункера, м ³ , не менее	0,12
Рекомендуемая длина зарядного трубопровода, м, не более	350
Рекомендуемый диаметр заряжаемых скважин, мм, не более	80 – 160
Удельный расход сжатого воздуха, м ³ /кг	0,15
Масса сухая, кг, не более	600
Габаритные размеры, мм, не более	-длина -ширина -высота
	2000 1150 1400
Диапазон изменения объемного расхода жидкости, вводимой в ВВ, л/мин	0 – 7
Внутренний диаметр зарядного трубопровода (основной), мм	40

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Погрузочные и погрузочно-доставочные машины

Таблица Г.1 – Техническая характеристика некоторых погрузочных машин непрерывного действия

Параметр	Тип машин				
	ПНБ-1	1ПНБ-2	2ПНБ-2	ПНБ-3	ПНБ-4
Техническая производительность, м ³ /мин	1,25	2,2	2,5	5,0	6,0
Ширина захвата, мм	-	1300	1800	-	-
Размер погружаемых кусков, мм	300	400	500	600	800
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	20	31	70	134	140
Напряжение питающей сети, В	380	380,660	380,660	380,660	660
Скорость движения цепи конвейера, м/с	0,9	0,9	0,97	1,0	1,2
Габариты, мм					
-длина	-	7280	7800	900	-
-ширина (по питателю)	-	1800	1800	2700	-
-высота	-	1250	1450	1900	-
Масса, кг	5000	7500	12000	27000	-

Таблица Г.2 – Техническая характеристика некоторых ковшовых погрузочных машин

Параметр	Тип машин					
	ППН-1	ППН-2	ППН-3	ППМ-4Э	ППМ-5	МПК-3
Производительность, м ³ /мин	1,2	2,5	3,0	1,25	1,25	2,4
Вместимость ковша, м ³	0,25	0,32	0,5	0,32	0,32	1,0
Крупность погружаемого материала, мм	350	400	450	350	400	800
Фронт погрузки, мм	2200	2500	3000	4000	4000	Не ограничен
Установленная мощность двигателя, кВт	22	35	52	22,5	22,5	55
Исполнение ходовой части	Колесно-рельсов.	Колесно-рельсовое или гусеничное		Колесно-рельсовое или гусеничное		-
Габариты, мм						
-длина	2250			7650	7550	5200
-ширина	1150			1540	1700	1800
-высота	1500			2000	2250	1700
Масса, кг	3800	5000	7000	9000	10000	10000

Таблица Г.3 – Техническая характеристика некоторых погрузочно-доставочных ковшовых и ковшово-бункерных машин

Модель	Институт, фирма, страна	Емкость ковша, м ³	Емкость бункера, м ³	Масса машины, т	Привод	Мощность привода, кВт	Скорость движения, км/ч	Радиус поворота, мм		Размеры, мм			Максимальный преодолеваемый уклон, градус	Производительность доставки на расстояние 150м, т/смену
								внутр	внеш.	длина	ширина	высота		
К о в ш о в ы е														
ПД-2Б	НИПИГор-маш	1,2	-	9,5	Дизельный	-	16	-	5100	6800	1600	1500	18	-
ПД-3*	То же	1,5	-	11	Дизельный	96	20	2950	4750	7380	1600	1850	18	-
ПД-8*	Донецкий машино-строительный завод	4,0	-	22,4	Дизельный	140	20	4900	7500	9000	2500	2500	18	800
ПД-12*	НИПИГор-маш	6,0	-	26	Дизельный	184	25	4400	7400	10000	2500	2550	15	-
СТ-2Б	«Вагнер», США	1,52	-	10,4	Дизельный	63	19	2650	4760	6740	1564	1520	29	800
СТ-5Б	ГХХ, ФРГ	3,8	-	18,4	Дизельный	128	29	3020	6020	8015	2130	1830	20	800
СТ-8А	«Вагнер», США	5,6	-	25,7	Дизельный	184	15	2960	6300	9703	2440	1830	15	-
СТ-13	«Вагнер», США	9,9	-	43,1	Дизельный	265	25	-	-	11500	3050	2540	24	-
Эймко-916	«Эймко», США	4,5	-	19,0	Дизельный	744	24	2820	6170	9660	2440	2005	20	-

Продолжение таблицы Г.3

Модель	Институт, фирма, страна	Емкость ковша, м ³	Емкость бункера, м ³	Масса машины, т	Привод	Мощность привода, кВт	Скорость движения, км/ч	Радиус поворота, мм		Размеры, мм			Максимальный преодолеваемый уклон, градус	Производительность доставки на расстояние 150м, т/смену
								внутр.	внеш.	длина	ширина	высота		
Бункерные														
ЛК-1	«Фадрома», ПНР	2,0	-	10,9	Дизельный	84,6	38	2100	4550	8750	2200	1650	12	-
ЛК-2	То же	4,2	-	20,0	Дизельный	142	39	-	-	-	-	-	-	-
ПТ-4	СССР	0,2	1,5	4,6	Пневмат.	66	4,8	-	4000	3020	1800	1600	12	-
ПТ-10	СССР	1,0	4,0	16	Дизельный	147	-	-	8000	8500	2500	2500	-	-
ТЧЖ	«Атлас-Копко», Швеция	0,3	1,8	4,65	Пневмат.	20	4,2	-	5000	3350	1875	2555	5	300
«Ка-во-310»	То же	0,125	1,0	3,05	То же	26,4	5	-	2350	2970	1900	1500	7	200
«Ка-во-710»	То же	1	5	14	Дизельный	103	20	4350	6900	8250	2200	2500	35	-
С совмещением ковшо-бункером														
ТЛ-110	«Джой», США	1,73	9,6	21,6	Дизельный	220	30	7930	8840	7930	3500	4470	16	900

*Цифра обозначает грузоподъемность ковша в тоннах.

Таблица Г.4 – Характеристика некоторых вибрационных питателей для выпуска и погрузки руды

Виброустановка	Разработчик, завод-изготовитель	Техническая производительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м			Масса, т
				высота	ширина	длина	
Питатели для донного выпуска руды							
«Сибирячка»	Магнитогорский завод по ремонту горного оборудования	360	20	0,24	1,0	5,00	2,40
ВДПУ-4ТМ	Востокмашзавод	420	28	0,26	1,20	6,30	3,6
ВВДР-4*	НИИКМА	700	28	1,35	1,70	7,00	5,0
ВПР-4А*	Магнитогорский ремонтно-механический завод	900 – 1500	14	1,17	2,0	3,1	2,7
ПВРА-4,5/1,5*	Гипроникель	1000	22	0,935	1,4	4,65	4,5
Питатели для торцевого выпуска руды							
ВКК-3М	Востокмашзавод	150 м ²	13	1,20	1,48	3,60	4,5
ВП-2	То же	150 м ²	30	1,40	1,60	5,35	10,3
ПВУ	ВНИПИРудмаш	500	21	1,00	1,20	5,0	4,5
Вибропобудители							
ВП-300 (ВП-2СУ)	Унипромедь	150 – 200	0,8 – 1,5	0,470	1,0	1,210	0,5
Вибролюки							
ЛВО-2	Нипроникель	200 – 300	2,2	0,625	1,07	1,75	0,25
АШЛ	ВНИПИРудмаш	400 – 600	10	3,750	1,8	2,6	3,40
* Направленного действия							

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Конвейеры для доставки горной массы на подземных рудника

Таблица Д.1 – Техническая характеристика ленточно-тележечных конвейеров

Ленточно-тележечный конвейер	КЛТ-120	КЛТ-180
Техническая производительность, т/ч	1200 до 1800*	2500
Ширина ленты, м	1,2	1,6
Скорость движения ленты, м/с	0,8; 1,0	1,0
Мощность электропривода, кВт	33	160
Максимальный размер транспортируемого куска, м	1,5	1,5
Длина конвейера, м	34 – 100	150
Масса конвейера, т	21,5 – 43,5	121
Среднемесячная производительность, т	1384	3757
* С бортами		

Таблица Д.2 – Техническая характеристика конвейера КСЛ

Производительность, т/ч	1200
Максимальный размер транспортного куска, мм	1200
Длина конвейера, м	40
Тип ленты	2РТЛО-1200
Материал желоба	Конвейерная лента типа 2М
Коэффициент трения ленты по желобу	0,2 – 0,25
Скорость движения ленты, м/с	1 – 1,5
Расход рабочей среды, м ³ /ч	1,5
Высота, мм	1500
Ширина (по ставу), мм	1500
Мощность привода, кВт	70

Таблица Д.3 – Характеристика некоторых вибрационных конвейеров

Конвейер	Организация, разрабатывающая конструкцию	Техническая производительность, м ³ /ч	Мощность привода, кВт	Размеры			Удельная масса, т/м
				Высота, мм	Ширина, мм	Длина секции, мм	
ВР-30 (15 секций)	Восток-машзавод	250	15	850	1030	2000	0,15
ВР-80 (15 секций на 1 привод)	ВНИИ-Цветмет	100	15	960	500	2030	0,18
ВУР-80М1-уравновешенный (10 секций на 1 привод)	ВНИИ-Цветмет	90	17	730	830	2070	0,25

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Самоходные вагоны для транспортирования горной массы в подземных условиях

Таблица Е.1 – Техническая характеристика пневмоколесных
самоходных вагонов с электрическим кабельным при-
водом

Показатели	Тип вагона			
	5BC-15M	1BC-20A	«Джой-Д32*»	«Джой-Д60»
Грузоподъемность, т	15	20	5	16
Емкость кузова, м ³	8,6	12,6	2,7	10
Наибольшая скорость передвижения на горизонтальном участке пути, км/ч	8	8	5,5	6,2
Емкость кабельного барабана, м	212	-	-	-
Высота разгрузки, мм	430 – 1400	0,535	-	-
Радиус поворота по нагруженному габариту, мм	7500	8000	-	-
Габариты, мм:				
-длина	7500	8100	5970	7400
-ширина	2500	2800	2169	2390
-высота	1550	2000	810	1700
Масса, т	16,7	22	5	15,5
Общая установленная мощность электродвигателя, кВт	84,2	116,2	18,4	82,2
Завод-изготовитель	Воронежский завод горнообогатительного оборудования		-	-
* Питание двигателя от аккумуляторов.				

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж

Автосамосвалы для подземных рудников

Таблица Ж.1 – Технические характеристики автосамосвалов

Марка автосамосвала	Фирма, завод-изготовитель	Страна	Емкость кузова, м ³	Грузоподъемность, т	Масса, т	Мощность, кВт	Максимальная скорость, км/ч	Минимальный радиус поворота, мм		Размеры, мм			Высота при разгрузке, мм	Преодолеваемый уклон, градус
								внутр	внеш.	длина	ширина	высота		
С опрокидным кузовом														
МоАЗ-6401	Могилевский автозавод	СССР	11	20	18	158	40	3500	7500	8300	2850	2680	4380	-
МоАЗ-7405			12,5	22	19,5	140	40	3500	7590	8610	2850	2630	-	-
461НБ25	«АНФ»	Франция	14	25	17,2	140	29	3350	7350	8500	3200	2230	4820	14
195МЦ-14	«Блоу-Нокс»		15	22	17,0	137	36	3200	7400	8100	3030	2250	-	14
К-162 («Кируна-Трак»)	«Майнинг-Транспортейшн»	Швеция	16	21	15,5	121	36	2900	6950	7430	3050	2300	-	14,5
К-500	То же	-	21	42	25	268	36	3650	8175	9385	3140	3790	5650	14,5
Со сдвигающимся кузовом														
14Д2	«Джой»	США	7,2	15	14	107	20	2100	6100	8720	2800	1760	-	-
20Д2	-	-	11,2	22	20,5	143	19	3300	7150	8870	3200	2200	-	-
МТТ-420	«Вагнер»	-	12,5	20	17	143	38,5	3350	7120	9040	3070	2100	-	29
МТТ-435	-	-	17,0	35	26,7	213	46,5	3650	8200	10250	4100	2540	-	23

Учебное издание

Шеховцов Виктор Семенович

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Учебное пособие

Компьютерная верстка Ледащева Е.А.

Редактор Н.И. Суганяк

Подписано в печать 22.11.2011 г.
Формат бумаги 60×84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 6,0. Уч.-изд.л. 6,48. Тираж 300 экз. Заказ

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г.Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательский центр СибГИУ