



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

А. Н. Анушенков, А. Ю. Стовманенко, Е. П. Волков

ОСНОВЫ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное
пособие



ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА, ГЕОЛОГИИ
И GEOTEХНОЛОГИЙ
ГОРНОЕ ДЕЛО

Министерство образования и науки Российской Федерации
Сибирский федеральный университет

А. Н. Анушенков, А. Ю. Стовманенко, Е. П. Волков

**ОСНОВЫ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА
И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ
ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Рекомендовано Сибирским региональным учебно-методическим центром высшего профессионального образования для межвузовского использования в качестве учебного пособия для студентов, обучающихся по специальности 130400 «Горное дело», 09.12.2013 г.

Красноярск
СФУ
2015

УДК 622.272(07)
ББК 33.21я73
А735

Р е ц е н з е н т ы:

П. А. Филиппов, доктор технических наук, ведущий научный сотрудник ИГД СО РАН;

Г. Г. Крушенко, доктор технических наук, главный научный сотрудник ИВМ СО РАН

Анушенков, А. Н.

А735 Основы процессов производства и транспортирования закладочных смесей при подземной разработке месторождений полезных ископаемых : учеб. пособие / А. Н. Анушенков, А. Ю. Стовманенко, Е. П. Волков. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2015. – 208 с.
ISBN 978-5-7638-3153-5

Изложены основные сведения о технологии возведения искусственных массивов в процессе извлечения полезных ископаемых подземным способом системами с закладкой выработанного пространства. Приведены термины, определения и показатели процесса закладки горных выработок твердеющими смесями. Представлены методики расчета участка подготовки твердеющих смесей и их трубопроводного транспортирования в подземные выработки.

Предназначено для студентов, обучающихся по специальности 130400 «Горное дело».

Электронный вариант издания см.:
<http://catalog.sfu-kras.ru>

УДК 622.272(07)
ББК 33.21я73

ISBN 978-5-7638-3153-5

© Сибирский федеральный
университет, 2015

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
<i>Глава 1. НАЗНАЧЕНИЕ ИСКУССТВЕННЫХ МАССИВОВ</i>	8
1.1. Отработка охранных целиков	8
1.2. Сокращение уровня потерь руды	9
1.3. Размещение в выработанном пространстве промышленных отходов	10
1.4. Охрана земельных ресурсов	11
1.5. Добыча руд под морским дном	12
<i>Глава 2. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ И ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ</i>	14
2.1. Применение твердеющей закладки на отечественных предприятиях	14
2.2. Применение твердеющей закладки на зарубежных предприятиях	27
2.3. Основные технологические схемы ведения закладочных работ	32
<i>Глава 3. СВОЙСТВА ИСКУССТВЕННЫХ МАССИВОВ</i>	40
3.1. Прочностные свойства	40
3.2. Упругие и деформационные свойства	44
3.3. Компрессионные свойства	46
3.4. Интенсивность схватывания смесей	51
3.5. Влияние закладочного материала на обогащение руды	52
3.6. Материалы для приготовления твердеющих закладочных смесей	54
<i>Глава 4. НОРМАТИВНАЯ ПРОЧНОСТЬ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА</i>	67
4.1. Напряженно-деформированное состояние массива вокруг камер первой очереди	67
4.2. Взаимодействие рудных и искусственных целиков	74
4.3. Напряженно-деформированное состояние массивов вокруг камер второй и последующих очередей	78

4.4. Нормативная прочность закладочного материала для пологих месторождений	83
4.5. Нормативная прочность закладочного материала для месторождений крутого залегания	88
4.6. Допускаемое взрывное нагружение	93

Глава 5. ОСОБЕННОСТИ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ТВЕРДЕЮЩИХ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ В ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ.....	99
5.1. Рациональная схема мельничного приготовления литых твердеющих смесей	99
5.2. Приготовление литых твердеющих смесей из промышленных отходов на рудниках ОАО «ГМК "Норильский никель"»	104
5.3. Автоматизация приготовления литых твердеющих смесей в шаровой мельнице	109
5.4 Системы и литые твердеющие смеси из отходов производства, используемые при разработке угольных пластов АО шахты «Коксовая»	117
5.5. Расчетные схемы и нормативная прочность закладочного массива	119
5.6. Твердеющие смеси с добавкой клинкера	124
5.7 Стабилизация качестваготавливаемых активированных закладочных смесей в шаровых мельницах	126

Глава 6. РЕОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ И ОСНОВЫ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ	135
6.1. Характеристика потока	135
6.2. Особенности нисходящих и восходящих потоков	135
6.3. Приближенный способ решения задач установившегося движения твердеющих смесей как вязкопластичной жидкости	136
6.4. Условия транспортабельности литых твердеющих смесей и критическая скорость транспортирования	143
6.5. Самотечно-подпорное транспортирование	147

<i>Глава 7. ОСНОВЫ РАСЧЕТА</i>	
ТРУБОПРОВОДНОГО ТРАНСПОРТА	
ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ	150
7.1. Движение напорных потоков	
вязкопластичных жидкостей в турбулентном режиме	150
7.2. Расчет потерь напора	151
7.3. Расчет простого трубопровода	154
7.4. Последовательное соединение	
простых трубопроводов	156
7.5. Распределительные сети	156
<i>Глава 8. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ</i>	
ТРУБОПРОВОДНОГО ТРАНСПОРТА	
ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ	158
8.1. Шламовые насосы	158
8.2. Песковые насосы	160
8.3. Поршневые насосы	161
8.4. Средства для управления реологическими свойствами	
закладочных смесей	167
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	185
Приложение А. Пример расчета нормативной прочности	
и состава твердеющей смеси	196
Приложение Б. Пример расчета (Расчет проведен по скважине № 51	
закладочного комплекса рудника «Октябрьский»	
ЗФ ОАО «ГМК "Норильский никель"»)	202

ВВЕДЕНИЕ

В учебном пособии освещен широкий круг вопросов назначения литой твердеющей закладки и целесообразности ее применения в различных горнотехнических условиях при подземной разработке месторождений на современных горнодобывающих предприятиях и в шахтах.

Изложены сведения по подготовке материалов к закладке, составу закладочных смесей и их активации, способам и режимам формирования закладочных массивов.

Подробно раскрыт опыт практического применения твердеющей закладки на отечественных и зарубежных горных предприятиях. Дана подробная информация о системе разработки на конкретных рудниках, способах изготовления, доставки и закладки отработанных выработок. Проанализированы результаты и проблемы применения закладки, с учетом особенностей условий отработки месторождений. Рассмотрены свойства закладочных материалов и предъявляемые к ним требования.

Приведены подробные сведения об особенностях оценки напряженно-деформированного состояния закладочного массива, дающие основное понимание механики взаимодействия закладочного массива и окружающих горных пород. Приведен метод расчета прочности и устойчивости закладочного массива.

Рассмотрены теоретические основы движения вязкопластичных жидкостей, к которым относятся литые закладочные смеси. Приведены основные зависимости, характеризующие движение таких смесей по трубопроводам, указаны справочные данные, позволяющие выбирать ориентировочные параметры движения смесей при расчете. Даны понятия критической скорости и предельных режимов транспортирования трубопроводным транспортом, приведены основные формулы расчета трубопроводной закладочной системы при наличии участков самотечного и подпорного транспортирования.

Для возможности проектирования и детального расчета транспортной закладочной системы рудника в учебном пособии приведены данные о современных типах и характеристиках транспортирующего оборудования литых закладочных смесей – центробежных и поршневых насосах различных типов. В учебном пособии изложен материал о специальных активирующих устройствах, позволяющих управлять реологическими свойствами литых закладочных смесей при их движении по трубопроводу, что позволяет расширить возможности подпорно-самотечного трубопроводно-

го транспорта закладочного комплекса в условиях подземных рудников. Приведены основные конструктивные схемы активирующих устройств, возможные области и перспективы их применения в практике закладочных работ, методика исследований их рабочих характеристик.

Глава 1 | **НАЗНАЧЕНИЕ ИСКУССТВЕННЫХ МАССИВОВ**

1.1. Отработка охранных целиков

Искусственные массивы на рудниках возводят путем заполнения выработанного пространства закладочными смесями, способными превращаться в монолит определенной, заранее установленной прочности в срок от 0,5 до 6 мес. и более. Существует несколько способов возведения искусственного массива, которые представлены различными технологиями твердеющей закладки. Термин «закладка» включает закладочные смеси бетонные, цементированные, твердеющие, а также закладочные материалы из воды, смеси воды с отходами обогащения или грунтом, содержащие синтетические вяжущие вещества, которые под воздействием гидратации и гидролиза вяжущего, кристаллизации, холода, химических реакций превращаются в монолит. К твердеющей закладке относится также закладочный массив, возводимый из каменных блоков, скрепляемых цементом. Этим термином объективно характеризуются различные стороны искусственного материала или массива. С точки зрения назначения и использования искусственных массивов термин в большей степени определяет создание искусственного монолитного массива в выработанном пространстве.

Запасы руды на действующих рудниках, временно оставляемые в целиках, под различного вида охраняемыми объектами, постоянно увеличиваются. Это объясняется вводом в эксплуатацию месторождений руд с пониженным содержанием полезного ископаемого, приростом запасов в результате доразведки месторождений в процессе их разработки, пересечением стволов шахт с рудными телами при углубке и другими причинами.

Охранные целики приходится оставлять под водоемами, жилыми зданиями, заводами, железными дорогами и другими инженерными сооружениями. Очевидно, что по мере расширения застроенности территорий, а также вследствие дальнейшего ввода в эксплуатацию месторождений руд с пониженным содержанием полезного ископаемого в охранных целиках окажутся новые, более значительные запасы.

Единственным эффективным способом отработки охранных целиков является способ, основанный на применении систем разработки с закладкой, обладающей прочностными свойствами, которые в конкретных горнотехнических условиях должны соответствовать требованиям строительных норм охраняемых объектов. Многолетний опыт работы ряда рудников

свидетельствует о том, что такой закладочный материал вполне обеспечивает полную безопасность производства горных работ в карьерах и шахтах при высокой их рентабельности. Дополнительные затраты, связанные с возведением искусственных массивов сравнительно небольшой прочности, окупаются за счет существенного сокращения сроков ввода месторождения в эксплуатацию, снижения потерь руды и разубоживания, более интенсивного наращивания производственной мощности рудника, обеспечивающего ускоренные поставки ценного минерального сырья, что нередко позволяет сократить транспортные расходы за счет уменьшения объема поставок привозного сырья.

В мировой практике неоднократно предпринимались попытки извлечения запасов охранных целиков обычным способом – системами с песчаной или породной закладкой и креплением. Однако при этом всегда отмечались крупные деформации и сдвиги земной поверхности, что ставило под угрозу сохранность объектов или создавало возможность прорыва воды в подземные выработки. Оработка целиков сопровождалась большими безвозвратными потерями руды в недрах, составлявшими порядка 50 %. Тяжелые условия труда при значительном уровне затрат на поддержание выработанного пространства и капитальные ремонты охраняемых объектов, а также большой ущерб от потерь руды и разубоживания обуславливали высокую себестоимость добычи 1 т руды. Поэтому обычные способы непригодны для отработки целиков. Запасы охранных целиков иногда отрабатывают лишь после ликвидации охраняемого объекта, что почти всегда связано с большими экономическими затратами.

В настоящее время разработана научно обоснованная технология выемки охранных целиков под различными объектами, включая городские массивы многоэтажной застройки, обеспечивающая их полную сохранность при сравнительно невысокой прочности и себестоимости твердеющей закладки.

1.2. Сокращение уровня потерь руды

Характерная особенность горнодобывающей промышленности на современном этапе – возрастающие масштабы и интенсивность производства горных работ на основе широкого использования мощного самоходного оборудования с отбойкой руды глубокими скважинами. Однако крупным недостатком систем с массовой отбойкой является высокий уровень потерь руды в недрах. Основные причины потерь – оставление руды в обрушенном пространстве и различного рода опорных целиках (междукамерных, междублоковых, внутриблоковых, потолочинах). Запасы

руды из таких целиков при обычной технологии или не извлекаются вообще, или извлекаются в небольшом количестве (порядка 50 %).

Высокая интенсивность разработки месторождений обуславливает значительную величину годового понижения горных работ, достигающую 20–25 м и более. Переход на глубокие горизонты обязывает увеличить размеры опорных целиков. Поэтому уровень потерь руды за последние годы постоянно возрастает.

Многолетние исследования и опыт работы рудников показали, что эффективным средством, обеспечивающим сокращение потерь руды в 3–4 раза, является применение технологии разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства, приготовленной преимущественно из дешевых местных материалов, прежде всего из отходов производства (отвальные породы, хвосты обогащения, металлургические и котельные шлаки, золы уноса и др.).

1.3. Размещение в выработанном пространстве промышленных отходов

Интенсивное увеличение объемов производства горнодобывающей и металлургической отрасли промышленности, а также производства электроэнергии (90 % поступает с ТЭЦ), освоение месторождений бедных руд, расширение потребления высокосольных углей (Экибастузское месторождение и др.) сопровождаются ростом объемов промышленных отходов, большая часть которых пока не находит применения в народном хозяйстве и поступает в отвалы, занимая все новые площади земельных угодий. Выход отвальной породы на рудниках цветных металлов находится в пределах 18–20 % от объема добываемой руды, причем почти вся порода поступает в отвал. Проблема складирования промышленных отходов приобретает все большую остроту. На рудниках цветных металлов большая часть добываемой горной массы после переработки на обогатительной фабрике сбрасывается в отвал в виде хвостов.

В настоящее время запасы металлургических шлаков (мартеновских, никелевых, медеплавильных) в отвалах превышают 1,0 млрд т и ежегодно пополняются новыми поступлениями в количестве 32–35 млн т. Запасы котельного шлака и золы составляют около 0,8 млрд т и увеличиваются на 50–60 млн т ежегодно. Промышленные отходы ухудшают биосферу, наносят серьезный урон природным ресурсам, отвлекают из севооборота большие земельные площади.

Однако в целом отходы производства используются лишь в небольшом объеме. Так, для строительной индустрии расходуется ежегодно около

3 % вскрышных пород, общий объем которых превысил 200 млн т в год. Причем стоимость производства 1 м³ щебня на горнорудных предприятиях ниже на 0,9–4,1 руб., чем на специализированных предприятиях, а песка – на 1,2 руб. В целом же наблюдается ситуация, когда одни рудники выбрасывают в отвал строительные материалы, а другие – ведут их добычу из горного массива.

1.4. Охрана земельных ресурсов

Россия располагает большим земельным фондом сельскохозяйственных угодий, однако по почвенным и климатическим условиям он находится в менее благоприятном положении, чем во многих других странах. Свыше 8 % территории расположено в холодных районах, около 5 % – в пустыне. Районы с плодородными почвами и относительно благоприятным для земледелия климатом занимают около 26 % территории. В целом из каждых 10 га общей площади пашня составляет лишь 1 га.

Развитие производительных сил страны требует дальнейшего отчуждения площадей сельскохозяйственных угодий под промышленное и гражданское строительство, в том числе под горнодобывающие предприятия. Значительная часть земель будет занята зонами обрушений, шахтными отвалами, шламохранилищами.

Горные работы нередко ведутся в районах с высокой плотностью населения, развитым сельским хозяйством и приводят к тяжелым нарушениям природных ландшафтов, резко снижают биологическую продуктивность земель. Глубокие изменения претерпевают водные и почвенные ресурсы, микроклимат.

Площадь горного отвода для подземного рудника составляет от 3,5 до 10 тыс га в зависимости от производственной мощности предприятия и горнотехнических условий. К ним относятся участки затопленных и заболоченных земель, что вызвано особенностями технологии добычи и переработки минерального сырья. В решении этой проблемы большое значение имеют очистка шахтных вод и освоение промышленными предприятиями оборотного водоснабжения.

Наши земельные богатства велики, но не беспредельны, поэтому требуют восполнения. Решению этой сложной проблемы будет способствовать переход горнодобывающих предприятий и металлургических заводов на безотходную технологию, широкое освоение систем разработки с закладкой выработанного пространства. Исследованиями установлено, что многие породы отвалов и отходы обогащения, а также металлургические шлаки могут служить исходным материалом для приготовления монолитных закладочных смесей.

1.5. Добыча руд под морским дном

В нашей стране глубина некоторых подземных рудников превысила 1 км. С увеличением глубины ухудшаются горнотехнические условия разработки месторождений, возрастает горное давление, температура горного массива. В целом с глубиной увеличиваются размер капиталовложений на строительство рудников и эксплуатационные расходы. По данным М. С. Гайсинского, с понижением горных работ на каждые 100 м себестоимость добычи 1 т руды возрастает на 5–7 %. Поэтому в последние годы возрос интерес к освоению запасов, залегающих под морским дном.

Вскрытие месторождений, расположенных на расстоянии до нескольких километров от прибрежной линии, осуществляется наклонными стволами с суши, проводимыми под морским дном на глубине не менее 40–50 м в зависимости от особенностей геологического строения покрывающих пород, или с искусственных островов. Разработка месторождений может осуществляться системами, исключающими опасность проникновения морской воды в горные выработки. Еще в XII в. в Шотландии под морским дном добывали каменный уголь, применяя камерно-столбовую систему. В настоящее время известно более 60 шахт (табл. 1.1), применяющих в основном системы с закладкой.

Таблица 1.1

Разработка месторождений под морским дном (зарубежный опыт)

Полезное ископаемое	Число предприятий	Годовая производственная мощность, млн т
Железная руда	3	1,7
Уголь	57	33,5
Сера	1	0,6

Основная проблема разработки таких месторождений состоит в том, чтобы не допустить крупных проседаний морского дна и деформаций покрывающих пород, которые могут вызвать прорыв морской воды в выработки.

За последние годы было отмечено 78 прорывов воды. В 12 случаях шахты были полностью затоплены. При этом только в одном случае вода прорвалась в лаве, в остальных случаях – в подготовительных выработках.

Величина безопасной глубины работ под морским дном зависит от фактических деформаций пород на подрабатываемых участках, которые имеют наименьшее значение при системах с монолитной закладкой.

При разработке железорудного месторождения «Вабана» (Канада), имеющего площадь 22 км², запасы 2 млрд т руды с содержанием железа 52 %,

над очистными забоями оставлен охранный целик мощностью 300 м. Глубина моря достигает 100 м, производственная мощность рудника 3 млн т. Месторождение вскрыто наклонными стволами, оборудованными конвейерными линиями.

Большой опыт разработки угольных месторождений ниже морского дна накоплен в Великобритании. Известны рудники, добывающие под дном моря олово, медь, мышьяк. Забои рудника «Левант» ушли под дно моря на 1,6 км от берега и опустились до глубины 700 м. От моря их отделял только 30-метровый целик, через который интенсивно поступала морская вода. Работы были прекращены, а в скором времени произошел прорыв воды, вызвавший полное затопление рудника через трещину в дне моря размером 0,6×0,6 м на 15-метровой глубине в 180 м от берега. В настоящее время эта трещина заделана, вода из рудника откачана, а горные работы возобновлены.

Применение монолитной закладки при разработке месторождений под морским дном существенно обеспечит безопасность работ, повысит извлечения полезного ископаемого из недр. В условиях значительного удаления горных работ от берега целесообразно строительство подземных закладочных комплексов, полное использование в закладке отбиваемой породы при проведении выработок и селективной выемке.

Освоение месторождений, залегающих под морским дном, основанное на широком использовании систем разработки с монолитной закладкой, является крупным резервом горнодобывающей промышленности.

2.1. Применение твердеющей закладки на отечественных предприятиях

Твердеющая закладка применена впервые в Кузбассе. Систему разработки, предложенную И. Н. Казниным в 1937 г., испытывали на крутом пласте шахты «Центральная». Угольные целики заменили бетонными столбами со сводчатой бетонной потолочиной в камере. В качестве вяжущего вещества использовали цемент марки 250–300 в количестве 250–280 кг/м³, заполнителем служили песок и горелые породы отвалов. Приготавливаемый на поверхности бетон спускали в шахту на глубину 50 м по трубам, затем транспортировали к месту укладки конвейером РТ-60 или самотеком по металлическим решеткам.

Были отработаны три опытные камеры, в двух из которых возвели бетонный свод. Бетонные столбы, свод и ребра свода оказались достаточно прочными, разрушений в течение года не было. Потери угля и его зольность при данной системе разработки в сравнении с обычной камерной системой значительно снизились, возросла производительность труда забойщиков.

В последующие годы твердеющая закладка нашла широкое применение на рудниках цветной металлургии.

На руднике «Текели» разработка верхних горизонтов крутой залежи системами с обрушением вызвала пожар по всему шестому горизонту. В 1960 г. на руднике внедрили камерные системы разработки с твердеющей и гидравлической закладкой выработанного пространства, исключаяющие опасность самовозгорания руд. Блок длиной 50–60 м и шириной, равной мощности рудного тела (до 45–60 м), делят на 8 камер, отрабатываемых в две-три очереди с последующей закладкой бетоном. Камеры последней очереди заполняют гидрозакладкой.

Бетонную смесь готовят на поверхности, транспортируют по трубам самотечным и самотечно-пневматическим способами. Закладку подают в камеры со стороны лежачего бока. Качество закладки контролируют с помощью проб, из которых изготавливают контрольные кубики. Кроме того, через 6–9 мес. после окончания закладочных работ бурят контрольные

скважины с отбором бетонного керна и испытывают его на прочность при сжатии. Прочность закладочного массива из-за расслоения и неточности дозировки материалов колеблется от 15 до 275 кгс/см², составляя в среднем 50–60 кгс/см² (для бетона с расходом цемента марки 250 в количестве 300 кг/м³, песчано-гравийной смеси 1 м³/м³ при водоцементном отношении, равном 1). Допустимая площадь обнажения составляет 1 200–1 300 м².

Применяемые для закладки камер последней очереди глинистые пульпы содержат 50–100 кг цемента, 400 л воды и 1 м³ глины на 1 м³ смеси. Прочность их достигает 5–15 кгс/см² в двухмесячном возрасте. Производительность закладочного комплекса от 50 до 180 м³/ч. Простой комплекса составляют до 39 % от общей продолжительности смен, в том числе 16 % из-за неисправности оборудования и 12 % вследствие закупорки бетоновода. Производительность труда при производстве закладочных работ 14–16 м³ бетона на человека в смену.

Для нового автоматизированного бетонного завода проектом принят следующий состав бетона на 1 м³ смеси: 250 кг цемента марки 300; 0,65 м³ дробленого известняка крупностью 5–20 мм; 0,65 м³ песка; 250 л воды. Прочность бетона указанного состава в месячном возрасте составляет до 100 кгс/см².

Система разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями позволила устранить последствия эндогенного пожара, из года в год наращивать добычу, значительно снизить потери и разубоживание руды, повысить производительность труда.

На Гайском руднике применение систем разработки с твердеющей закладкой обусловлено совместной разработкой месторождения крутого залегания (рис. 2.1).

Первоначально камеры закладывали бетоном с поверхности через скважины. Прочность бетона составляла 100–115 кгс/см² в 28-дневном возрасте (через скважины было опущено около 85 000 м³ бетона).

В 1964 г. на Гайском руднике применили твердеющую закладку, в которой были использованы шлаковые вяжущие с активизирующими добавками и местные пески. Закладку готовили на закладочной установке (рис. 2.2), расположенной на промплощадке рудника. Производительность установки 50 м³/ч.

Гранулированные доменные шлаки со склада траншейного типа загружают скреперными установками через грохоты в рабочие бункера, откуда подают вибропитателями на транспортер В-500 и далее в шаровую мельницу. Помол шлаков мокрый, тонкость помола 65–75 % класса – 0,075 мм. Из мельницы пульпа поступает в двухвальный смеситель непрерывного действия, куда транспортером подают также пески. Здесь смесь доувлажняют до подвижности 12 см. Количество песка и шлака, подаваемых

транспортерами, контролируют автовесами ЛМТ, с которыми сброкирована световая сигнализация. Цемент подают в смеситель из силосов шнековым питателем.

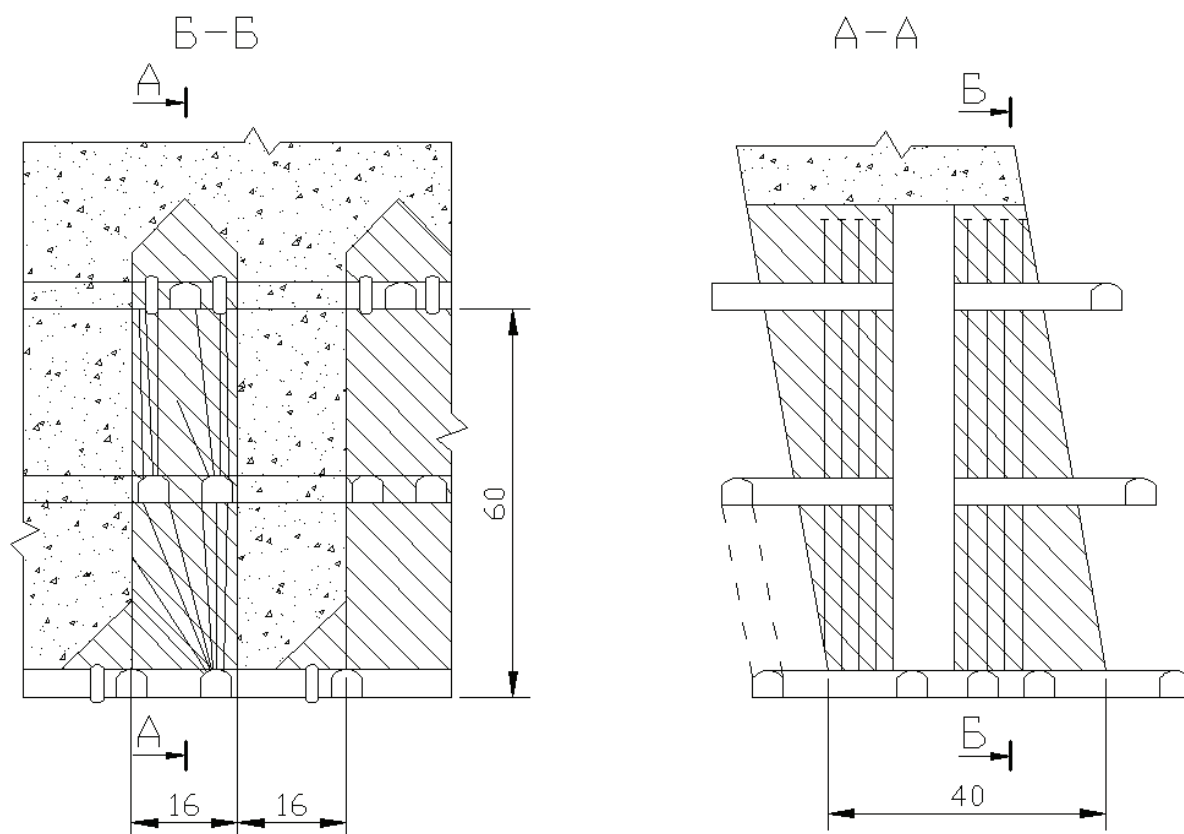


Рис. 2.1. Этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой и самоходным оборудованием

Готовый раствор поступает по лотку-траншее в воронку бетоновода, проложенного в скважине. Высота вертикального става 170 м. Внутренний диаметр труб 289 мм. Вертикальный став соединяют с горизонтальным при помощи колена с углом поворота 90°. Производительность установки ограничивается производительностью узла помола шлаков. Качество раствора контролируют в лаборатории. В последнее время от изготовления и испытания контрольных кубов отказались, перейдя на опробование бетона в массиве (бурение скважин с отбором керна и испытанием его на сжатие).

Закладочную смесь подают в камеры с вышележащего горизонта. Она поступает с фланга камеры и располагается слоями. Перед дозакладкой камеры производят маркшейдерскую съемку кровли и выбирают способ дозакладки.

Дозакладку ведут через трубы или скважины, подводящие раствор к высшей точке купола. Полноту заполнения камер контролируют скважинами. Усадка закладки (в последнем слое) не превышает 5–10 мм. Прочность массива колеблется от 20 до 200 кгс/см², составляя в среднем 50 кгс/см².

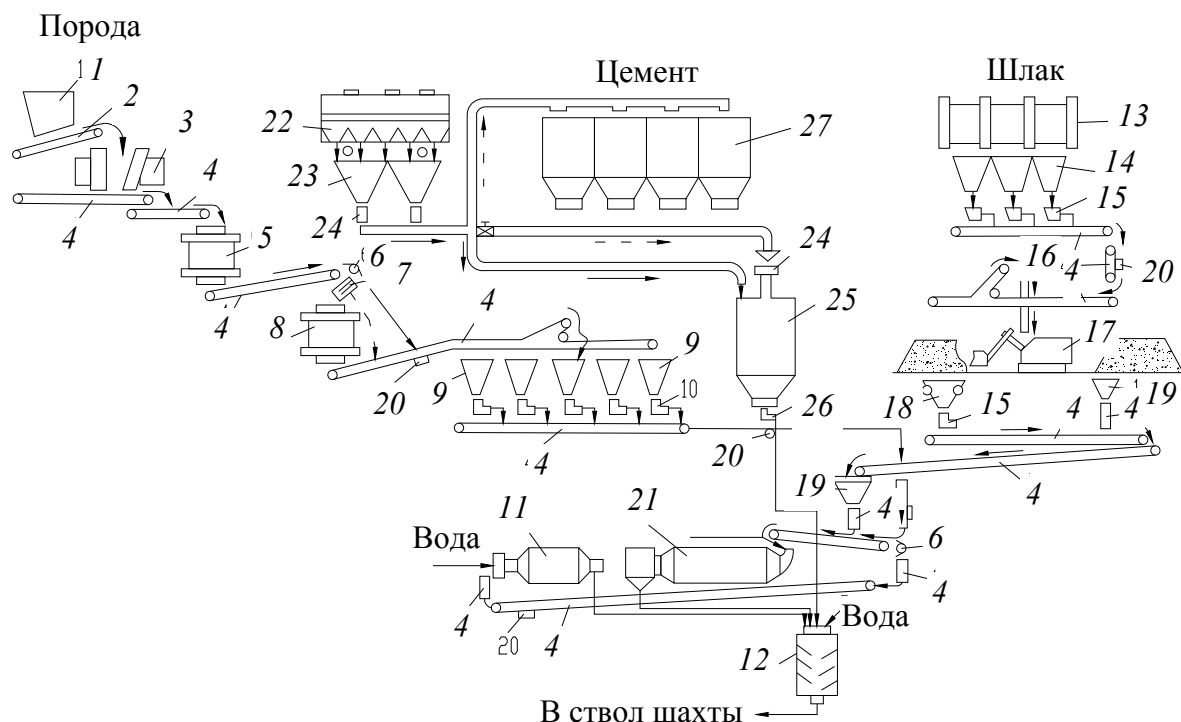


Рис. 2.2. Технологическая схема приготовления закладочной смеси на комплексе № 2: 1 – приемный бункер дробильного отделения; 2 – питатель пластинчатый; 3 – дробилка шнековая; 4 – конвейер ленточный; 5 – дробилка конусная; 6 – шибера; 7 – грохот инерционный; 8 – дробилка конусная; 9 – приемные бункера дробленой породы; 10 – дозатор породы; 11 – мельница стержневая; 12 – смеситель гравитационный; 13 – вагоноопрокидыватель; 14 – приемные бункера шлака; 15 – питатели качающиеся; 16 – штабелюк; 17 – экскаватор; 18 – бункер приемный самоходный; 19 – бункер-накопитель; 20 – весы; 21 – мельница шаровая; 22 – хопер-цементовоз; 23 – бункер-накопитель цемента; 24 – пневмобетоннасосы; 25 – емкость для цемента; 26 – дозаторы цемента; 27 – склад цемента

Первомайский рудник разрабатывает в первую очередь ценные руды, расположенные внутри контура железных руд, ближе к лежащему боку (месторождение представлено мощным крутым рудным телом), в результате чего значительная часть железных руд попадает в зону сдвижения боковых пород. Применение твердеющей закладки обеспечило надежное длительное поддержание подрабатываемого массива, создало благоприятные условия для наиболее полного извлечения из целиков ценных руд и, кроме того, позволило на нижних горизонтах перейти на бесцеликовую схему отработки рудных тел.

Закладочную смесь подают по трубам на глубину до 850 м. В состав 1 м³ закладочной смеси входят: 1 200 кг песка, 400 кг молотого шлака и 350–370 л воды. Тонкость помола шлака 42–50 % класса – 0,075 мм. В песке содержится 15–35 % глинистых и пылеватых частиц. Содержание гальки крупностью 50–100 мм составляет 5–10 %. Плотность песка 2,6 т/м³, шлака 2,56 т/м³; объемная масса соответственно 1,35–1,4 и 0,9–1 т/м³.

Схема приготовления закладочной смеси сходна со схемой, применяемой на Гайском руднике, с той лишь разницей, что на рассматриваемом руднике в смесь не добавляют активизирующие добавки. Производительность смесителя 50 м³/ч, производительность мельницы 18–20 т/ч.

Закладочную смесь транспортируют самотеком по трубам. Вертикальный трубопровод сварной, горизонтальный – сварной или на быстроразъемных соединениях.

Прочность закладочного массива в зависимости от возраста колеблется от 50 до 120 кгс/см², в среднем составляет 80 кгс/см² в шестимесячном возрасте.

На Лениногорском комбинате закладку применяют с 1966 г. Закладочная установка непрерывного действия расположена над дневной поверхностью и состоит из смесителя С-543 с регулируемой производительностью от 15 до 30 м³/ч, двух приемных бункеров для мелкого и крупного заполнителей емкостью по 75 м³, двух приемных бункеров для цемента емкостью по 120 т и промежуточного бункера емкостью 25 т.

В двухвальный смеситель подают инертные заполнители, цемент и воду, дозируемую калиброванным краном. Готовая закладочная смесь поступает по наклонной течке в воронку бетоновода, проложенного в скважине. Высота вертикального става трубопровода 172 м, максимальная длина горизонтального става 320 м. Внутренний диаметр труб 139 мм. Для промывки и очистки от закладочной смеси во время образования пробок бетоновод через каждые 25–30 м соединяют с воздушной и водяной магистралями патрубками диаметром 18 мм. Под вертикальным ставом имеется сбросное устройство для аварийного разъединения вертикального и горизонтального ставов. Транспорт закладочной смеси самотечный.

Количество материалов, подаваемых в смеситель, соответствует определенному составу твердеющей смеси. В начале закладочного цикла подают только раствор (смесь цемента, хвостов и воды) и лишь через 15–20 мин добавляют крупный заполнитель. Цикл закладочных работ заканчивают в обратном порядке, бетоновод в течение 10–15 мин тщательно промывают. В камеры закладочную смесь подают через восстающие высотой до 30 м или скважины диаметром 145 мм с углом наклона 56–85°. Смесь падает на почву камеры, образуя в ней воронку, в которой дополнительно перемешивается, и затем растекается по камере. Жидкая смесь хорошо заполняет

все пустоты и трещины, чего нельзя достичь при использовании жестких смесей, так как угол падения камер не превышает $50\text{--}70^\circ$. Состав смеси на 1 м^3 закладки: 244 кг цемента марки 400; $0,894\text{ м}^3$ песка и хвостов; $0,240\text{ м}^3$ щебня; 240 л воды.

При заполнении камеры на выходе смеси из трубы отбирают пробы, изготавливают кубики и испытывают их на прочность в возрасте 28, 60 и 90 сут. Средняя кубиковая прочность бетона при сжатии в возрасте 28 сут. составляет $50\text{--}60\text{ кгс/см}^2$ (ожидаемая шестимесячная прочность $120\text{--}140\text{ кгс/см}^2$). Производительность труда рабочих $10,2\text{ м}^3/\text{чел.-смену}$.

На руднике «Центральный Кансай» твердеющую закладку применяют для разработки сближенных крутых рудных тел при опережающей выемке богатых руд. Система разработки – горизонтальные слои с закладкой выработанного пространства бутобетоном. В качестве вяжущего применяют портландцемент марки 200. Состав песчано-цементного раствора 1:6 (по объему). Руду вынимают слоями высотой 2 м при максимальном отставании закладки 3 м. Высота камеры 36 м, ширина 6 м.

Породу, извлекаемую при проходческих работах, доставляют к рудоспуску и выгружают в него, туда же подают песчано-цементный раствор. Закладочная смесь перемешивается при падении по рудоспуску. Затем смесь вручную перекидывают к месту укладки и разравнивают. Прочность закладочного массива при этом от 3 до 25 кгс/см^2 , что объясняется плохим перемешиванием компонентов, неудовлетворительной дозировкой и низким качеством инертных материалов (содержание породной мелочи до 18 %). Производительность закладочных работ из-за слабой механизации низкая.

На Тасеевском руднике при отработке юго-западной части рудной зоны, залегающей в пойме реки Унды, необходимо было предотвратить обрушение земной поверхности. В связи с этим рудную залежь отрабатывали системой разработки с полной закладкой выработанного пространства. Угол падения рудного тела $30\text{--}80^\circ$, мощность от 15 до 40 м.

Для отделения закладочного массива от массива руды при выемке целиков возводили бетонные опоры. Вертикальные щели для искусственных целиков заполняли жестким бетоном через закладочные окна с вышележащего горизонта. Бетон подвозили электровозами АК-2у в опрокидных вагонетках.

Твердеющую смесь готовили на подземной закладочной установке в бетономешалке емкостью 270 л. Гравий с песком в соотношении 1,7:1 смешивали на поверхности и доставляли в шахту по скважине, обсаженной трубами с внутренним диаметром 280 мм. Цемент доставляли в вагонах со съемными бортами. Состав бетона на 1 м^3 закладочной смеси: 192 кг цемента, $0,8\text{ м}^3$ гравия, $0,67\text{ м}^3$ песка, 160 л воды. Предел прочности закладочного массива при одноосном сжатии в возрасте 34 сут. 69 кгс/см^2 .

Производительность труда рабочих с учетом подготовки щели к закладке 2,63 м³/чел.-смену.

На руднике «Миргалимсай» для закладки выработанного пространства применяли пульпу, состоящую из 30 % обожженных тонкозернистых хвостов и 70 % необожженных при соотношении твердого к жидкому 1,8:1. Оставляемая в закладочном массиве вода обеспечивала затвердевание смеси. Прочность последней в возрасте 28 сут. 12–14 кгс/см², закладочный массив получался монолитным, способным выдержать значительные обнажения.

На Красногвардейском руднике (г. Красноуральск) разрабатывают крутопадающие тела системами подэтажных ортов с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Рудное тело разбивают на блоки шириной 25 м (средняя камера имеет ширину 9 м, крайние – по 8 м). Между отрабатываемыми камерами всегда оставляют рудный, искусственный или комбинированный целик шириной 16 м.

В качестве закладочного материала используют кислые гранулированные шлаки находящегося поблизости Красноуральского завода. Состав 1 м³ твердеющей закладочной смеси: 120 кг цемента, 2 300 кг кислого гранулированного шлака. Шлак и цемент смешивают с водой при совместном мокром помоле в шаровой мельнице с производительностью 10–15 м³/ч. Пульпа из мельницы поступает в трубопровод диаметром 100 мм и подается самотеком в закладываемые камеры. Высота вертикального става 200 м, горизонтального 300–400 м с последующим перепадом у закладываемых камер на 60 м. В камеры закладка поступает через скважины.

Поверхностный закладочный комплекс весьма прост. Из двух открытых складов гранулированный шлак подают скреперными лебедками в два бункера, откуда через шибер с дозирующим отверстием – на ленту транспортера. Сверху на шлак, находящийся на ленте, насыпают цемент через питатель барабанного типа, и весь материал попадает в мельницу.

Излишняя вода дренирует из камер по трещинам, специальных дренажных устройств нет. Воду при промывке трубопровода в период остановки комплекса сливают на закладочную смесь, что приводит к ее расслоению, снижает прочность. Проектная прочность закладочного массива в возрасте 6 мес. 40–60 кгс/см², фактическая – находится на уровне до 20–30 кгс/см².

Казгипроцветмет, ВНИИЦветмет и Унипромедь обосновали целесообразность добычи руд с твердеющей закладкой на Ново-Березовском и Белоусовском рудниках, а также на ряде медных и бокситовых рудников Урала.

Твердеющая закладка позволяет сохранить от нарушения земную поверхность, снизить потери и разубоживание полезных ископаемых, применить высокоэффективные системы разработки при выемке целиков, снизить производственный травматизм на очистных работах, значительно повысить производительность труда рабочих, сократить объем перевозок

и переработки пород и расходы на профилактическое заиливание, уменьшить капитальные затраты на вскрытие месторождений.

Большинство подземных рудников в России работают на глубине более 500 м. В подобных условиях управление горным давлением, сдвижением подрабатываемого массива становится решающим фактором успешной работы предприятий. Радикальным средством решения этой проблемы является применение систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Кроме того, освоение технологий с закладкой позволяет повысить полноту и качество извлечения запасов, утилизировать отходы различных производств, сохранять гидрологический режим и поверхность регионов добычи полезных ископаемых [1–11].

Типичные примеры слоевых и камерных вариантов систем разработки с закладкой, наиболее широко применяемых на рудниках страны, показаны на рис. 2.3 и 2.4. Их технико-экономические показатели на ряде рудников приведены в табл. 2.1.

В практике закладочных работ используются твердеющие смеси с крупным наполнителем и литые. Смеси с крупным наполнителем обеспечивают высокую прочность создаваемого искусственного массива, но требуют значительного расхода дорогостоящего вяжущего – цемента [12–22]. Существенно осложняется транспорт таких смесей в подземных условиях, возрастает опасность закупорки, износа и отказов в трубопроводах [23–32]. Поэтому на рудниках предпочтение отдается литым твердеющим смесям. Используемые в настоящее время специально подготавливаемые для закладочных работ материалы (табл. 2.2): щебень, песок, гравий, цемент – характеризуются высокой стоимостью. Их применение в технологиях приготовления и транспорта литых твердеющих смесей (ЛТС) снижает конкурентность и ограничивает область использования систем разработки с твердеющей закладкой, добычей руд высокой ценности [22, 33–41].

Существующие закладочные комплексы (ЗК) разделяются на поверхностные и подземные, участковые и постоянные общерудничные. Участковые закладочные комплексы, или установки, применяются при автономной отработке удаленных участков месторождений. Производительность их не превышает 300 м³ готовой смеси в сутки. Традиционный состав закладки – цемент, песок, щебень, что обуславливает ее высокую стоимость.

Постоянные общерудничные закладочные комплексы имеют, как правило, крытый склад материалов, дробильное и помольно-смесительное отделения. Готовый материал ЛТС подается по трубопроводу, проложенному в стволе шахты или в специально оборудованных скважинах.

В настоящее время определился круг систем разработки угольных пластов с твердеющей закладкой, используемых или рекомендуемых для применения в условиях шахты.

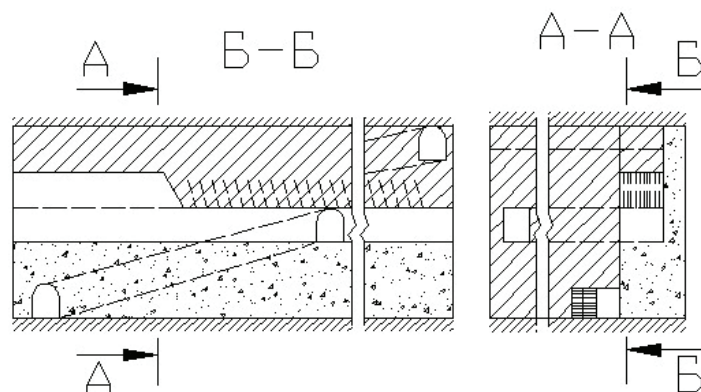


Рис. 2.3. Система горизонтальных слоев с закладкой и восходящей выемкой на руднике «Комсомольский» Норильского ГМК

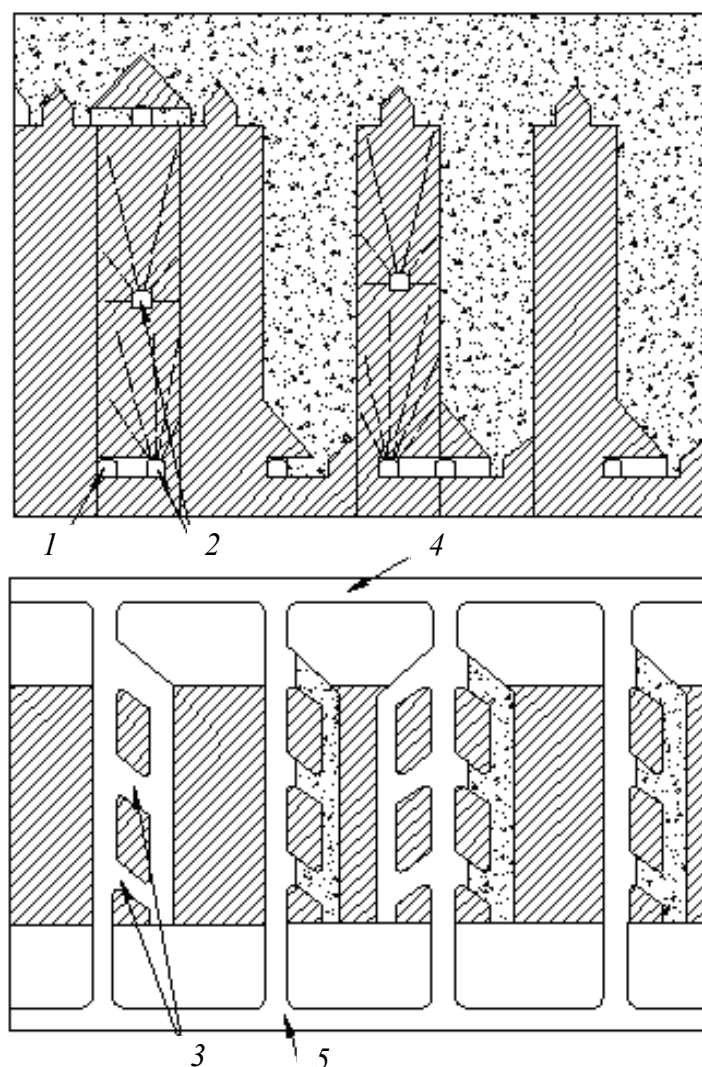


Рис. 2.4. Камерная система с твердеющей закладкой на Гайском руднике: 1 – транспортный орт; 2 – буровые орты; 3 – выпускные заезды; 4, 5 – вентиляционный и транспортный штреки

В технологической схеме длинношпуровой системы разработки, рекомендуемой для крутых пластов ($45\text{--}90^\circ$) мощностью 2–4,5 м, выемка ведется подэтажами высотой 20–50 м. Подэтажи отрабатываются камерами шириной 6–30 м. После отбойки и выгрузки угля из камеры производится ее закладка твердеющей смесью. Между камерами оставляют угольные целики шириной 2–3 м, что имеет целью увеличить фронт выемки за счет одновременной отработки камер. Прочность закладочного массива камер первой очереди регламентируется условием устойчивости обнажения по восстанию 30–50 м.

Технологическая схема камерно-столбовой выемки пластов мощностью более 1,5 м комбайнами «Темп» предусматривает деление этажа на подэтажи высотой 20–50 м. Мощность наклонного слоя до 2 м, ширина первичных (ПК) и вторичных (ВК) камер 6–30 м. Слои извлекаются в нисходящем порядке. После выемки каждого слоя выработанное пространство его заполняется твердеющей закладкой с предварительным монтажом арматуры из металлической ленты, с расстоянием между ее нитями 0,5 м. Ленты ориентированы по падению и располагаются у почвы слоя. Вторичные камеры извлекают после выемки в подэтаже всех первичных.

Порядок выемки подэтажей оказывает существенное влияние на величину напряжений и деформаций в угольных и искусственных целиках.

В процессе развития очистных работ от вентиляционного штрека сдвижения кровли и деформации горных конструкций системы разработки следует ожидать постоянными на период выемки всех этажей. Процесс развития работ от откаточного штрека к вентиляционному будет сопровождаться нарастанием нагрузок и деформаций по мере выемки подэтажей. Поддержание устойчивости угольных и особенно искусственных целиков в верхнем подэтаже будет весьма затруднено.

В рассматриваемой технологической схеме прочность закладочного массива следует определять при выемке первичных камер по площади обнажения слоя закладочного массива, который испытывает растягивающие нагрузки собственного веса; на стадии выемки вторичных камер определяется также прочность на растяжение по площади обнажения подработанного слоя закладки и обнажения бокового борта его.

Разработка мощных крутых пластов по комбинированной технологии с литой твердеющей и гидравлической закладкой подэтажами в нисходящем порядке осуществляется первоочередной выемкой нечетных подэтажей высотой 7,5–10 м с твердеющей закладкой. При этом выемка ведется полосами шириной 3,5–5,5 м, высотой 2,5 м с использованием механогидравлического комбайна К 56 МГ. При отработке четных подэтажей в первую очередь извлекаются крутонаклонные полосы шириной 4–5 м на полную мощность пласта, которые заполняются твердеющей закладкой, образуя барьерные целики, разделяющие секции. Длина секции 15–20 м. Отбойка угля в секциях ведется гидромониторами.

Технико-экономические показатели систем разработки

Рудник, комбинат	Удельный вес системы с закладкой, %	Система разработки	Тип закладки
Комсомольский, Норильский горно-металлургический комбинат	100	Камерно-целиковая, горизонтальные слои	Твердеющая
Октябрьский, Норильский горно-металлургический комбинат	100	Горизонтальные слои	Твердеющая
Маяк, Норильский горно-металлургический комбинат	100	Камерно-целиковая, сплошная камерная	Твердеющая
Гайский, Гайский горно-металлургический комбинат	100	Этажно-камерная	Твердеющая
Текели, Текелийский свинцово-цинковый комбинат	97	Камерно-целиковая, этажно-камерная	Твердеющая
Красногвардейский, Красноуральский медеплавильный комбинат	30	Этажно-камерная с закладкой, слоевая с закладкой	Твердеющая
Восточный, Джезказганский горно-металлургический комбинат	—	Камерно- целиковая	Твердеющая
Северо-Уральский бокситовый	23	Горизонтальные слои, камерная	Твердеющая
Орловский, Жезкентский горно-обогащительный комбинат	—	Горизонтальные слои	Твердеющая
Урупский горно-обогащительный комбинат	—	Камерно-целиковая, горизонтальные слои	Твердеющая, гидравлическая
Березовский, Иртышский полиметаллический комбинат	—	Горизонтальные слои	Гидравлическая
Зодский	100	Горизонтальные слои	Твердеющая
Каула-Котсельваара, Печенганикель	15	Камерно-целиковая, горизонтальные слои	Твердеющая, сухая
Северный, Печенганикель	100	Камерно-целиковая, подэтажные штреки	Твердеющая
Глубокий, Ачполиметалл	30	С доставкой руды силой взрыва, камерами	Твердеющая
Тасеевский	—	Камерно-целиковая	Твердеющая
Тишинский, Лениногорский полиметаллический комбинат	72	Камерно-целиковая, подэтажно-камерная	Твердеющая, гидравлическая
Риддерский, Лениногорский комбинат	99	Камерно-целиковая, этажно-камерная	Твердеющая, гидравлическая
Зыряновский, Зыряновский свинцовый комбинат	22	Камерно-целиковая, этажно-камерная	Твердеющая, гидравлическая
Зыряновский свинцовый комбинат	10	Этажно-камерная	Твердеющая, гидравлическая

Таблица 2.1

с закладкой и закладочных комплексов

Показатели по системе разработки с закладкой				Показатели работы закладочных комплексов		
производительность труда рабочего по блоку, т/смену	потери, %	разубоживание, %	фактическая прочность закладки, МПа	производительность комплекса, т/ч	производительность труда рабочего, м ³ /(чел.-смену)	фактическая себестоимость 1 м ³ закладки, руб. (1990 г.)
39,2	1,1	7	8,0	300	25	14–20
12,32	0,5	6,3	3,5–8,0	300	26	14,8–20,7
11,9	1,2–3,0	16,8	6–10	150	17	13,2–17,5
48–52	4,5	14,0	30 – 35	80	7,0	3,67
25	4,0	10,4	2,3–7,8	До 175	18,6	7,02
14	3–5	11,9	4,2–5,6	20	9,1	3,76
50,8–52,3	1,2–10,7	1,4–9,1	4,25	80	8,3	10–19,3
15–20	2–3	3–4	4–5	80	8,0	9,89–11,0
–	3–5	5–8	7–8	80	8,2	17,36
18,7	6,7	15	5–8	60–80	9,1	2,1
9–10	4–7	8–10	–	70	14	1,79
8,7	2,3	8	2,7–2,9	50	5,6	4,0
5,7–7,8	6,5–11,6	15–20	1,2–3,5	15–20	17–30	10–20
5,1	4,3	36,7	7	60–80	12–14	9–10
15,6	10–19,7	14,3–19,7	1–1,5	120	6,3	4,45
25,1	11	6	6,9	100	8,4	8,83
28,3	5–6	10–24	12	60–120	5,35–9,28	7,62–9,9
19,7	4,1	6	5–6	30	7,3	6,13–9,0
23,2	5–6	19,8	4–5	120	7,2	1,37–8,06
24,1	3,5	11,8	4,6–9,6	50	8,3	1,70–6,0

Таблица 2.2

Компоненты ЛТС, применяемые на рудниках

Рудники, комбинат	Компоненты														
	цемент	клинкер	ангидрид	хвосты обогащения	шлак или зола	песок	песчано-глинистая смесь	глина	щебень или песок	гравийно-песчаная смесь	дробленая порода	известь	натриевый, нефелиновый шлам	пластификатор	вода
Рудники Норильского горно-металлургического комбината	+	+	+		+	+			+		+				+
Восточный, Джезказганский горно-металлургический комбинат	+			+							+				+
Золотушинский, Золотушинское рудоуправление	+									+					+
Глубокий, Ачполиметалл	+			+											+
Октябрьский, Бурибаевское рудоуправление	+				+										+
Текели, Текелийский свинцово-цинковый комбинат	+							+	+					+	+
Гайский, Гайский горно-обогатительный комбинат	+				+	+									+
Орловский, Жезкентский горно-обогатительный комбинат	+					+									+
Северо-Уральский бокситовый рудник	+				+			+				+	+		+
Им. XXII съезда КПСС, Зыряновский свинцовый комбинат	+			+											+
Красногвардейский, Красноуральский медеплавильный комбинат	+				+	+									+
Дегтярский, Дегтярское рудоуправление	+				+		+								+
Каульды, Узбекзолото	+									+					+
Кочкарский, Южуралзолото				+											+
Березовский, Южуралзолото				+											+
Зодский, Армзолото	+					+									+
Тишинский, Лениногорский полиметаллический комбинат	+			+		+									+
Им. 40-летия ВЛКСМ, Лениногорский комбинат	+			+											+
Иртышский, Иртышский полиметаллический комбинат	+			+											+
Белоусовский, Иртышский комбинат	+			+											+
Ново-Березовский, Иртышский комбинат	+			+											+

В процессе выемки секций четных подэтажей происходит обнажение твердеющего закладочного массива с возникновением следующего состояния:

обнажена потолочина нечетного этажа с размерами $\ell_0 \cdot m$, где ℓ_0 и m – соответственно длина секции и мощность пласта, массив закладки армирован металлическими полосами;

обнажены борта крутонаклонных барьерных целиков с размерами $m \cdot h$ (h – высота подэтажа);

потолочный массив и крутонаклонные полосы твердеющей закладки пригружены смещающимися породами почвы и кровли, а также отжимом более прочного угольного массива смежной секции.

Разработка мощных крутых пластов наклонными слоями в нисходящем порядке с механогидравлической выемкой их полосами по простиранию с литой твердеющей закладкой формирует закладочный массив, нагружаемый собственным весом и перпендикулярными пласту напряжениями. После выемки каждой полосы над забоем сооружается сводчатая крепь-перемычка, выше которой возводится закладочный массив, постоянно подкрепленный. Обнажение потолчины производится при переносе арок крепи после выемки слоя. При этом потолочина остается обнаженной на всей длине крыла поля и нагруженной собственным весом.

В технологических схемах разработки мощных крутых пластов горизонтальными слоями в восходящем порядке выемка ведется от откаточного горизонта. Пласт вынимается сразу на полную мощность (до 5 м) или полосами по простиранию. После выемки полосы, наклоненной от места подачи закладки к флангу под углом 4–5°, выработка полностью заполняется твердеющей закладкой. В процессе очистной выемки обнаженной является верхняя поверхность закладочного массива, на которой располагается технологическое оборудование, и борт смежной по мощности заполненной закладкой полосы. Механические свойства закладочного массива для данных технологических схем должны обеспечивать устойчивость вертикального обнажения высотой 2,5 м; верхний слой должен соответствовать удельному давлению на него используемого оборудования.

2.2. Применение твердеющей закладки на зарубежных предприятиях

За рубежом твердеющую закладку впервые применили в 1924 г. на руднике «Бракпан» в рудном бассейне Витватерсранд (ЮАР). Затем схватывающиеся смеси стали широко применять на горнорудных предприятиях Финляндии, Канады, США, Польши, Франции, Японии и ряда других зарубежных стран.

На руднике «Оутокумпу» (Финляндия) с 1954 г. отрабатывали медно-цинковые линзы с частичной закладкой выработанного пространства бетоном. Рудное тело имело пологое падение, мощность 10–12 м. Породы висячего бока были представлены кварцитами, склонными в глубоких частях рудного тела к обрушению.

Поддержание кровли было вызвано необходимостью максимального извлечения руд, расположенных под дном озера. Ширина камер и целиков 8 м, длина 50–100 м. Камеры располагали по падению. В верхней части рудного тела в контакте с висячим боком проходили выработки шириной 8 м и высотой 2,4 м, ведущие к очистному забою. Кровлю крепили штангами.

После отработки камерных запасов извлекали рудные целики. Предварительно в камеру подавали закладочный материал самотеком по трубам диаметром 150 мм, проложенным с поверхности в скважинах. Трубы футеровали резиной. Скважины, располагаемые через 100 м одна от другой, бурили станками ударно-канатного бурения. Глубина скважин 200–250 м. В качестве закладочного материала применяли тощий бетон из двух частей песка и одной части хвостов обогатительной фабрики при расходе цемента 120 кг на 1 м³ закладки. Водоцементное отношение 2–2,5. Прочность образцов закладки на сжатие в 3-месячном возрасте составляла 30 кгс/см². Производительность комплекса 20 м³/ч.

Попытки получить твердеющую закладочную смесь из шлака медеплавильного завода и хвостов обогатительной фабрики с высоким содержанием серы и железа обработкой их рудничными кислотными водами не увенчались успехом. На контакте закладочного массива с рудой образовывалась небольшой толщины твердая корка, которая часто ломалась, и закладочный материал смешивался с отбитой рудой.

Искусственные опоры были достаточно устойчивы. После извлечения рудных целиков между камерами, заложенными твердеющей закладочной смесью, выработанное пространство заполняли несвязным песком, подаваемым гидротранспортом через скважины, пробуренные с поверхности. Твердеющая закладка на руднике «Оутокумпу» обеспечила извлечение 95 % руды, предотвратила обрушение налегающих пород и прорыв озерных вод в подземные выработки.

На рудниках в Польше применяют вариант системы разработки с однослойной выемкой длинными заходками. Надштрековые целики не оставляют. Участок месторождения разбивают на десятиметровые ленты, по три заходки в каждой. В первую очередь отрабатывают и заполняют твердеющей закладкой заходки, расположенные друг от друга на расстоянии 10 м. После схватывания и частичного твердения бетона отрабатывают и закладывают бетоном средние заходки (вторая очередь). Затем отрабатывают и закладывают дробленым доломитом заходки третьей очереди. Ши-

рина заходок первой и второй очередей 4 м, третьей очереди – 3 м. Заходки крепят неполными крепежными рамами.

Закладочный комплекс располагают под землей на расстоянии 300–500 м от разрабатываемого участка. Закладочная машина – двухкамерная, ее производительность 40 м³/ч. Инертные материалы транспортируют сжатым воздухом под давлением 1,5–2 кгс/см², цементное молоко подают бетононасосами под давлением 2–2,5 кгс/см². Материалы смешивают в насадке, располагаемой в 5–8 м от забоя, и дозируют на каждые 16 м³ бетона. Состав 1 м³ закладочной смеси: цемент (марки 250) 160 кг, песок 500 кг, доломит (фракции 12–30 мм) 0,6–0,65 м³ (в массиве), вода 150 л. Сухой закладочный материал транспортируют по тем же трубам, что и твердеющую смесь. В ее состав входят те же материалы, за исключением цемента и воды. После окончания работ трубопровод продувают сжатым воздухом и промывают водой. Хорошие результаты дает смешивание материалов непосредственно в трубопроводе с пропуском сухой смеси через водный заслон, размещенный в трубопроводе.

Цемент к стволу шахты доставляют в автоцистернах и разгружают сжатым воздухом в два бункера. Под землю цемент подают в закрытых вагонах. Доломит с песком доставляют в автосамосвалах к бункерам у ствола, затем ленточным конвейером к перепускной трубе и далее в вагонах к закладочному узлу. Затраты на комбинированную закладку (50 % твердеющей и 50 % сухой) составляют 20–25 % от полной себестоимости добычи.

На руднике «Ожел Бялы» (Польша) на участках, разрабатываемых системами с твердеющей закладкой, проходят транспортные и трубные штреки и водоотстойники; участок разрезают ортами на ленты шириной 25 м. Ленты вынимают из ортов короткими заходками в две полосы. Одну из них шириной 10 м закладывают бетоном, вторую шириной 12 м – песком. Крепление заходок сплошное деревянное. Заходки под бетон отрабатывают с опережением на 15–20 м. Разработку ведут сразу на всю мощность рудного тела. Заходки закладывают после выемки руды и возведения перемычек.

Орты заполняют гидрозакладкой (песок) секциями по 5–6 м, возводя фильтрующие перемычки. Твердеющую смесь готовят на поверхности и доставляют к месту укладки по трубам диаметром 150 мм самотеком за счет статического напора столба смеси в вертикальном стае закладочного трубопровода. Высота вертикального стаа трубопровода 70 м.

Состав 1 м³ твердеющей смеси следующий: 200–220 кг цемента марки 250, 200 кг доломита фракции 12–30 мм, 1 000 кг песка и 200–400 л воды. Закладочные материалы перемешивают в смесителе непрерывного действия с производительностью 50 м³/ч. Для лучшей транспортировки, допол-

нительного перемешивания и очистки трубопровода от закладочной смеси в трубопровод через каждые 30–50 м вмонтированы пневмоэжекторы и сопла для подачи воды. Расход сжатого воздуха составляет 4–10 м³ на 1 м³ закладочной смеси. Прочность бетона на одноосное сжатие 144 кгс/см², что объясняется большим (до 40 %) содержанием глинистых и илистых частиц в песке.

В последние годы на руднике «Ожел Бялы» применяют схему с раздельной подачей гидротранспортом инертных материалов и цементного молока. Компоненты смешивают в трубопроводе у заходки после удаления гидроциклоном излишков воды.

На руднике «Норанда» (Канада) разрабатывают месторождение камерами больших размеров с последующей их закладкой для поддержания боковых пород и выемки руды из целиков. После отбойки и выпуска руды в дучках над горизонтом грохочения устраивают перемычки и закладывают камеры шлаками отражательных печей. Единственным местным закладочным материалом был шлак металлургического завода.

Целики отрабатывали наклонными или горизонтальными слоями. Смесь в шахту к контрольной станции подавали по главному закладочному восстающему. В качестве вяжущего вещества использовали пирротиновые хвосты, которые сгущали, обесшламливали и подавали самотеком по нескольким скважинам диаметром 47,6 мм. После каждого цикла подачи закладки скважины промывали водой. Хвосты смешивали со шлаком в следующей пропорции: гранулированный шлак – 72 %, шлак из отвалов – 25 %, пирротиновые хвосты – 3 %. Хвосты содержали 56–58 % пирротина. Закладочную смесь к месту укладки доставляли конвейером или самотеком по закладочным восстающим и разравнивали скрепером. Полноту подбutoвки обеспечивали намывом закладки гидравлическим способом. В процессе окисления сульфидов, который длился до 3 месяцев и сопровождался значительным тепловыделением, происходило твердение закладки. Полученная таким способом твердеющая закладка допускала обнажения стенки длиной 91 м и высотой 6 м почти без обрушения закладочного массива. В горизонтальной плоскости закладочный массив допускал устойчивые обнажения размером 6х18 м. Массив был настолько тверд, что позволял укреплять в нем штыри для подвески скреперных блоков.

На руднике «Квемонт» (Канада) также применяли твердеющую закладку из пирротиновых хвостов при разработке крутого рудного тела, часть которого была расположена под водоемом. Камеры отрабатывали системой поэтажных штреков с последующей закладкой. Ширина камер 9 м, целиков 6 м. Целики извлекали системой горизонтальных слоев с закладкой. Основным назначением закладки было предотвратить сдвигание вмещающих пород.

В качестве инертных материалов применяли смесь гравия, породы и шлака. После перемешивания смесь подавали в подземный бункер. Богатые пирротином хвосты обогатительной фабрики подавали по трубам и использовали как вяжущий материал. Закладочную смесь готовили под землей и транспортировали в выработки конвейерами.

На руднике «Джеффри» (Канада) бетонную смесь готовили на поверхности. От бетонного завода смесь пневмонагнетателями доставляли на расстояние 90 м к стволу, далее по вертикальному трубопроводу на глубину 125 м самотеком и по горизонтальному (317 м) трубопроводу пневмонагнетателем. При больших расстояниях подачи подключали дополнительный нагнетатель. Для крепления выработок применяли бетон прочностью 321 кгс/см^2 в 28-дневном возрасте. Несмотря на значительный расход цемента (625 кг/м^3), себестоимость приготовления бетона была примерно равна себестоимости получения закладки на Текелийском и Зыряновском рудниках.

На руднике «Сулливан» (Канада) твердеющую закладку применяли для обеспечения полноты извлечения рудных целиков. Ранее на руднике применяли камерные системы разработки с длиной камер 30–60 м, причем большую часть руды из целиков извлечь было невозможно. Часть камер на верхних горизонтах заполняли породой или обрушали; камеры на нижних горизонтах заполняли гидрозакладкой. С 1949 г. около 60 % руды на руднике добывали из междукammerных целиков, для чего при отработке камерных запасов часть камер заполняли твердеющей пирротиновой закладкой, аналогичной применявшейся на руднике «Норанда». С 1949 по 1954 г. уложили 836 тыс. м^3 твердеющей закладки. Смесь готовили на поверхности и доставляли к бункерам в вагонах, а от бункеров – конвейерами к закладочным восстающим. В выработанное пространство смесь подавали по восстающим самотеком. Испытывали также пневматический способ транспортировки закладочного материала. Как и на руднике «Норанда», твердение закладочного массива сопровождалось его разогреванием и выделением вредных газов.

На руднике «Лидвуд» (США) пологое рудное тело разрабатывали камерно-столбовой системой с оставлением изолированных целиков высотой от 3 до 15 м. Позднее решили извлечь на верхних горизонтах ранее оставленные целики богатой свинцовой руды, заменив их искусственными бетонными опорами. Последние представляли собой железобетонные колонны, которые опирались на бетонные основания высотой 0,6 м. Между вершиной колонны и кровлей оставляли пространство высотой 0,4 м, в котором устанавливали винтовые распорные домкраты через 40 см друг от друга по окружности колонны. Для сооружения опор применяли бетон состава 1:2:4 (цемент : песок : щебень).

В процессе работы конструкцию опор и способ их нагружения изменили. Искусственные опоры стали возводить из железобетонных колец высотой 0,3 м. Центральную часть опоры и пространство между последним кольцом и кровлей заполняли бетоном. Искусственную опору предварительно нагружали системой из шести треугольных гидродомкратов, укладываемых в основание целика. Ход гидродомкратов 19 мм, развиваемое рабочее давление 490 кгс/см². При площади поперечного сечения опоры 2,48 м² площадь участка, эффективно обслуживаемого домкратами, равна 1,6 м². Перед вводом в работу опору обжимали стальными обручами, что способствовало созданию условий всестороннего сжатия и повышению несущей способности конструкций. До возведения искусственных опор кровлю выработок крепили штанговой крепью. Искусственные предварительно нагруженные опоры успешно заменяли рудные целики, позволяя извлечь оставленную в них ценную руду.

На золоторудной шахте «Чемпион-Риф» (Индия), которая разрабатывала крутые жильные месторождения мощностью до 3 м, длиной 8 км, 85 % руды добывали на глубине свыше 2 400 м, причем горные работы вели на глубине до 3 300 м. Месторождение разрабатывали системой наклонных слоев в направлении снизу вверх с закладкой выработанного пространства. Высота слоя до 2,5 м. Перед началом очистных работ в блоке возводили искусственные междуэтажные и междуканальные целики из твердеющей закладки. Применяли также систему наклонных слоев с закладкой выработанного пространства бутобетоном – гранитными бутами на цементном растворе – без предварительного возведения искусственных межблоковых и междуэтажных целиков. Твердеющая закладка позволила успешно разрабатывать месторождение на значительной глубине.

2.3. Основные технологические схемы ведения закладочных работ

Практика применения твердеющей закладки на отечественных и зарубежных предприятиях позволяет выявить тенденцию к все более широкому внедрению систем разработки с твердеющей закладкой при эксплуатации рудных месторождений. Условия и причины, вызвавшие необходимость применения твердеющей закладки, весьма разнообразны: совместная открыто-подземная разработка месторождений, опережающая выемка ценных руд с учетом сохранения более бедных для последующей повторной разработки, разработка месторождений под охраняемыми объектами и водоемами, разработка предохранительных и других целиков с небольшими потерями, разработка пожароопасных месторождений, месторождений на больших глубинах.

На большинстве предприятий применяют обычную технологию приготовления и транспортировки твердеющей закладки: смесь готовят на поверхностном или подземном закладочном узле и доставляют к месту укладки в готовом виде. Транспорт чаще трубопроводный самотечно-пневматический, реже механический. При сравнительно небольших объемах добычи и низкой производительности закладочного комплекса применяют также полураздельный метод бетонирования, заключающийся в раздельной транспортировке раствора и крупного заполнителя и смешивании их непосредственно перед укладкой. Опытные работы по применению других методов проводили в небольших объемах.

Наиболее четко в практике разработки крупных месторождений можно выделить два направления, по которым идет развитие технологии приготовления, транспорта и укладки твердеющих смесей:

1) приготовление жестких закладочных смесей в подземных условиях с доставкой их к месту укладки механическими видами транспорта;

2) приготовление литых и пластичных закладочных смесей на поверхностных закладочных комплексах с подачей их к месту укладки с помощью самотечного или самотечно-пневматического трубопроводного транспорта.

Первая схема приготовления и подачи закладочных смесей дает возможность закладывать выработанное пространство жесткими смесями, достигая необходимой прочности при меньших расходах вяжущих. Однако указанную схему применяют в тех случаях, когда закладываемые объемы невелики и не требуется тщательного подбучивания кровли или когда угол наклона кровли камер больше угла растекания жестких смесей.

Вторая схема более гибкая и используется для выполнения больших объемов закладочных работ при производительности закладочного комплекса 30–50 м³/ч и более.

Необходимую прочность закладочного массива обеспечивают регулированием соответствующего расхода вяжущих и водоцементного отношения. При подаче в камеры пластичных и литых закладочных смесей достигается наибольшая производительность установки, высокая интенсивность закладки камер, удовлетворительное растекание смеси и тщательное заполнение пустот. Растекаемость закладочных смесей и полнота заполнения пустот приобретают особое значение при разработке пологих и горизонтальных месторождений с обширными площадями распространения. Поэтому возникает необходимость создания простых и надежных методов контроля за растеканием смеси в камерах и дозакладкой пустот.

Составы применяемых твердеющих смесей зависят от наличия местных материалов, требуемой прочности и принятой схемы приготовления и подачи закладочной смеси в выработанное пространство (табл. 2.1).

Из табл. 2.1 видно, что самые низкие затраты имеют место в случае применения местных материалов и отходов производства (шлаки, хвосты обогатительных фабрик и другие) для приготовления «местных вяжущих» взамен портландцементов. Прочность закладочного массива при этом обычно снижается. Однако она может быть достаточно высокой при незначительных затратах на закладку.

Прочностные свойства искусственных целиков зависят от состава закладочных смесей и от принятых технологии приготовления, транспортировки и укладки смеси в выработанное пространство. Закладочный массив допускает значительные обнажения.

Принципиальная технологическая схема постоянного закладочного комплекса на примере рудника «Комсомольский» АО «Норильский никель» приведена на рис. 2.5.

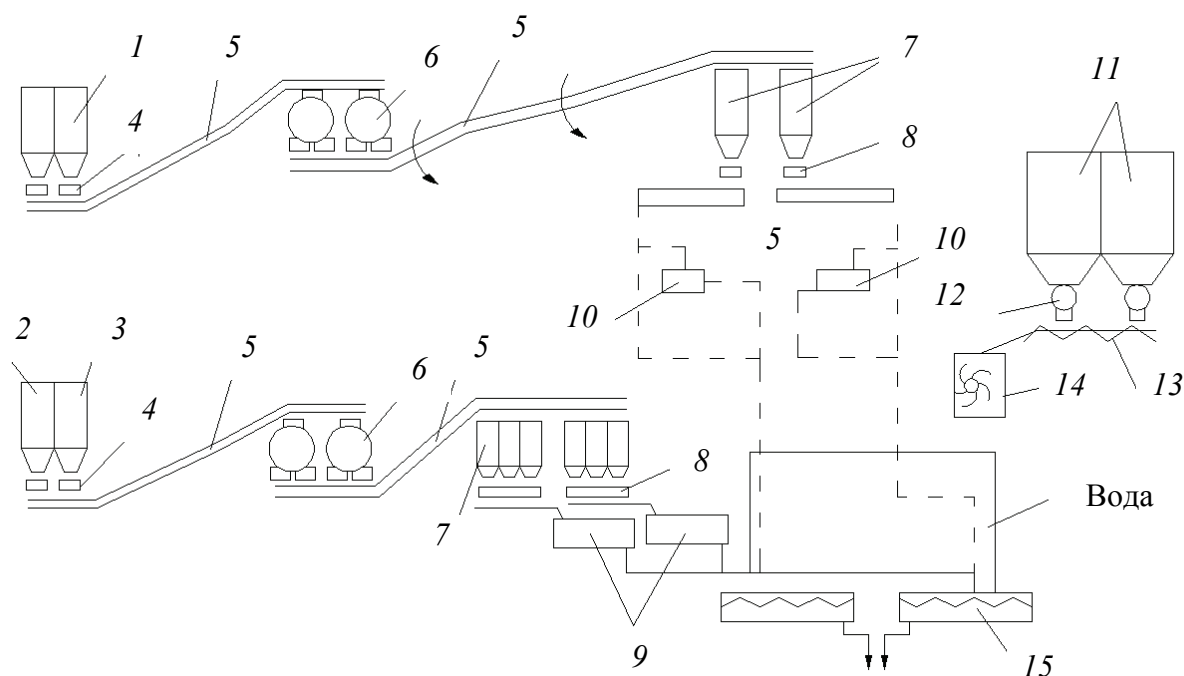


Рис. 2.5. Технологическая схема закладочного комплекса рудника «Комсомольский» Норильского горно-металлургического комбината: 1, 2, 3 – бункеры с компонентами; 4 – питатель; 5 – конвейер; 6 – молотковая дробилка; 7, 11 – расходные бункеры; 8, 12 – дозаторы; 9 – шаровые мельницы; 10 – сушильный барабан; 13 – шнек; 14 – репульпатор; 15 – смеситель

Песок из бункера 1, ангидрит и шлак из бункеров 2 и 3 дозируются в зависимости от рецептуры питателями 4 и подаются по параллельным ставам конвейеров 5 в молотковую дробилку 6. Затем конвейерами перегружаются в расходный бункер 7. Далее ангидрит и шлак через дозаторы 8 подаются в шаровые мельницы 9, а песок – в сушильный барабан 10. Це-

мент из расходного бункера *11* через дозатор *12* поступает в шнек *13*, которым перегружается в репульпатор *14* и далее в смеситель *15*, где смешивается с просушенным песком и отдельно измельченным шлаком и ангидритом в шаровых мельницах. Вода, поступающая в смеситель, дозируется с помощью задвижки.

Достоинства подобных комплексов состоит в том, что наличие дробильно-измельчающего и перемешивающего оборудования позволяет использовать в качестве закладочного материала широкий набор компонентов вяжущих и наполнителей. В то же время высокая металлоемкость и сложность технологической схемы раздельной подготовки компонентов ЛТС обуславливают капитальные затраты на строительство комплекса и высокую себестоимость приготовления смеси. При этом не достигается качественного перемешивания вяжущего с заполнителем: до 30 % вяжущего в твердеющих смесях флотулируется и не выполняют своей функции [14, 42–44].

Наиболее простая схема закладочного комплекса используется на Тишинском руднике Лениногорского полиметаллического комбината (рис. 2.6).

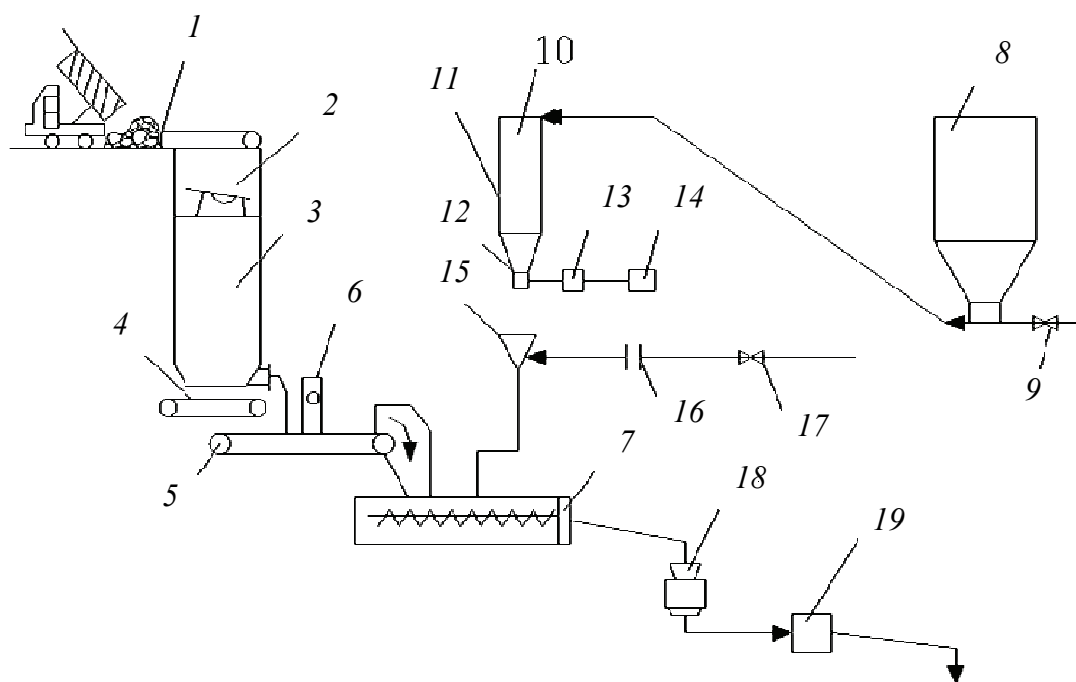


Рис. 2.6. Технологическая схема бетонозакладочного комплекса № 1 Тишинского рудника

В состав твердеющей смеси входят цемент и природный песок различного гранулометрического состава. Для удаления крупной фракции бункер оборудован вибрационным грохотом. Песок скреперной установ-

кой 1 подается на виброгрохот 2, которым перегружается в бункер 3, и пластинчатым питателем 4 подается на ленточный конвейер 5, оборудованный автоматическими весами 6, и далее поступает в смеситель 7, куда одновременно подается цементное молоко, приготовленное из цемента, хранящегося в приемном силосе 8.

Недостатком схемы является ограниченная возможность использования многокомпонентных составов ЛТС. Известно, что на практике при существующей традиционной технологии приготовления смесей ядра зерен более 10 мкм остаются не тронутыми водой и исполняют роль микрозаполнителя [16, 20, 45–50]. Для более полного раскрытия зерен цемента в твердеющих смесях необходимо подвергнуть его механическому или другому виду диспергирующего воздействия [19, 51–59]. Применение турбулентного активатора в схеме готовой смеси является ее достоинством, позволяющим вовлечь в процессы гидратации не тронутые водой частички вяжущего, увеличить степень использования цемента. Однако этот активатор предназначен лишь для цементного вяжущего.

Отличительной особенностью закладочного комплекса на шахте «Анненская-1» является приготовление закладочной смеси на основе отвалных хвостов обогащения и цемента. Комплекс работает следующим образом. Отвальные хвосты обогатительной фабрики доставляют в железнодорожных вагонах и разгружают в траншейный склад закрытого типа. Скреперной лебедкой материал подают в приемный бункер и далее при помощи качающего питателя в молотковую дробилку. Порцию хвостов обогащения подают на конвейер, на котором установлены весы, регистрирующие общий сменный расход инертного заполнителя. Далее материал попадает в двухвалковый лопастной смеситель. Сюда же подаются цемент и вода.

В состав твердеющей смеси предусмотрено включение крупного заполнителя – щебня. Однако опыт приготовления закладки при сочетании крупного и мелкого заполнителей в двухвалковых смесителях показал невозможность получения качественной смеси [41, 60, 61]. При производстве же ЛТС только из хвостов обогатительной фабрики требуется заметное увеличение расхода цемента [10, 15, 26, 37, 39, 40, 62].

Анализ закладочных комплексов на Иртышском, Зыряновском, Глубоком и ряде других рудников показал, что принципиально их конструктивное оформление и технология приготовления ЛТС отличается не существенно. Закладочные комплексы на рудниках зарубежных компаний «Оутокумбо Ой» (Финляндия), «Норда», «Опемиска» и «Леван» (Канада), «Ожел Бялы» (Польша), «Маунт Айза» (Австралия), «Наван» (Ирландия) включают в схему дополнительные устройства для перемешивания и гомогенизации ЛТС перед подачей в трубопровод [35, 63–66].

От выбранных способов и параметров доставки закладочных смесей зависит качество возводимого искусственного массива [20, 24, 67–70]. Широкое распространение получило транспортирование закладочной смеси самотечным и самотечно-пневматическим способами [67, 71]. Безнапорный транспорт осуществляется по наклонным лоткам, напорный – по трубопроводу [28, 72, 73]. К недостаткам напорного транспорта под действием сжатого воздуха (пневмотранспорта) относится большой расход воздуха (до $200 \text{ м}^3/\text{м}^3$), и главное – избыток водосодержания и, как следствие, расслоение смеси, что снижает прочность закладочного массива.

В последние годы для закладки доставки ЛТС в подземные выработки испытывается вибросамотечный способ [74, 75]. При этом транспортирование вязкопластичных смесей осуществляется за счет повышения градиента поперечных деформаций потока, снижая сопротивление движению смеси. Перемешивание последней осуществляется гидравлическим напором ее вертикального столба. Большое влияние на эффективность разжижения пристенного слоя смесей оказывает частота и амплитуда импульсов, угол их передачи. Однако этот вид транспорта ЛТС не находит признания на рудниках из-за сложности и громоздкости оборудования, низкой его надежности.

Существующая традиционная технология трубопроводного транспорта ЛТС требует существенного усовершенствования. В первую очередь необходимо снизить до минимального (по условиям гидратации) водосодержание ЛТС, что диктуется требованиями повышения прочности закладочного массива. Важной задачей является создание способов и средств управления реологическими свойствами смесей. Это позволит повысить надежность трубопроводного транспорта и сохранить приданные, технологически необходимые реакционные свойства ЛТС до твердения в выработанном пространстве.

Структура ЛТС такова, что 85–90 % составляет заполнитель с водой и 10–15 % вяжущее. Поэтому выбор заполнителя, как и вяжущего, во многом обуславливают издержки производства и качество получаемого закладочного массива [76].

Анализ структуры себестоимости затрат на 1 м^3 закладочного массива рудников ОАО «ГМК "Норильский никель"» показывает, что основная доля расходов (70–80 %) приходится на стоимость материалов. Доля вяжущего (цемента) при этом по количеству составляет около 12 %, по стоимости 64 % всех затрат на материалы. Расходы на компоненты заполнителя также различны. При одинаковом соотношении щебня, шлака и ангидрита затраты на ангидрит в два раза превышают затраты на шлак и щебень вместе взятые. Транспорт по поверхности увеличивает стоимость материалов на 1 м^3 закладки в среднем на 20–25 %.

Анализируя существующий опыт закладочных работ [8, 15, 19, 37, 38, 46, 48, 54, 61, 66, 75, 77–102], можно сделать вывод, что расширению области использования систем разработки с закладкой твердеющими смесями будет способствовать вовлечение в производство и дешевого вяжущего, и заполнителя на основе отвалных продуктов. Это шлаки и шламы металлургических и машиностроительных заводов, хвосты обогащения и породы вскрыши, золы уноса и шлаки теплоэнергетики. По последним данным, таких отходов скопилось более 12 млрд т [50, 103–105].

Известно [19, 57, 106–108], что при измельчении материалов их энергетический уровень и реакционные свойства заметно возрастают. Такое повышение физико-химической активности продуктов измельчения является следствием механоактивации [53, 59, 107, 109, 110]. Существующие конструкции закладочных комплексов не способны достигать этих эффектов.

В производстве ЛТС измельчение и перемешивание шихты являются важнейшими технологическими процессами. От способа, места и вида смешивания компонентов закладки зависят ее физико-механические свойства, влияющие на их параметры и качество возводимого массива. Поэтому наряду с важным значением компонентов, входящих в состав ЛТС, на ее свойства определяющее влияние оказывает технология ее производства и вид применяемого при этом оборудования [37, 40, 42, 44, 47, 70, 77, 82, 104, 111–115].

Анализ способов приготовления ЛТС на закладочных комплексах (ЗК) в нашей стране и за рубежом позволяет отметить, что в процессе приготовления твердеющей закладки традиционно используются технологии производства с использованием низкоэнергонасыщенных смесителей. Практически все действующие сегодня в горной промышленности закладочные комплексы работают в непрерывном режиме приготовления твердеющих смесей, с малоактивным перемешиванием. При этом дробление и измельчение материала закладки производят на стадии подготовки шихты. Опыт применения таких схем на ЗК Гайского рудника, рудниках Норильского региона и Североуральского бокситового рудника (СУБРа) показал, что качество приготовления ЛТС низкое, не достигается повышения активности исходных материалов, имеет место ухудшение прочностных и реологических характеристик, значительная масса используемого цемента не участвует в реакции гидратации. Ядра зерен более 10 мкм остаются не смоченными водой, играя роль микрозаполнителя.

Увеличение дисперсности смеси приводит к изменению реологических и прочностных свойств твердеющей закладки. Однако активность используемого материала при измельчении повышается ограничено. Начиная с некоторых величин удельной поверхности, наблюдается обратный про-

цесс с образованием агрегатов. То есть для конкретного состояния материала существует какая-то определенная величина измельчения, обеспечивающая его наибольшую реакционную активность.

Подводя итог краткому анализу состояния закладочных работ на подземных рудниках, отметим следующее. Основным направлением снижения себестоимости закладочных работ является использование отвальных продуктов различных производств в качестве вяжущих и наполнителей. Механические свойства конкретного состава твердых ингредиентов ЛТС могут существенно меняться от режима их активации и водосодержания, определяющих прочность и транспортабельность твердеющих смесей. Оптимизация режимов приготовления закладки из отходов производств позволит не только снизить издержки производства горных предприятий, но и повысить экологическую безопасность добывающих минеральное сырье регионов.

Глава 3 | **СВОЙСТВА ИСКУССТВЕННЫХ МАССИВОВ**

3.1. Прочностные свойства

Искусственный массив является инородным телом, расположенным внутри горного массива, и характеризуется особыми, присущими только ему свойствами, зависящими от качества исходных материалов, технологии возведения и условий его формирования. Горный и искусственный массивы взаимодействуют между собой, что оказывает влияние на их напряженно-деформированное состояние. Требования к искусственному массиву устанавливаются в зависимости от его назначения и типа.

Существует три типа искусственных массивов. Первый – искусственные целики, возводимые путем заполнения монолитной закладкой первичных камер и оставления свободным остального выработанного пространства. Такие массивы могут возводить, например, при отработке месторождений камерно-столбовой системой. Иногда искусственные целики размером до 3–4 м в основании возводят непосредственно в действующем блоке, обрабатываемом сплошной системой.

Второй тип – сплошной искусственный массив, представляющий собой совокупность смежных одиночных массивов в пределах выемочного участка, этажа (панели) или всего рудничного поля. Это сплошная монолитная закладка.

Третий тип – чередование искусственных целиков с камерами, заполненными сыпучим или низкопрочным закладочным материалом. В сущности, это комбинированная закладка.

Для искусственных целиков первостепенное значение имеет прочность материала, достигнутая к определенному сроку после их возведения, которая обеспечивает безопасность производства горных работ в конкретных условиях. От величины принятой прочности во многом зависит себестоимость закладочных работ и эффективность технологии разработки месторождения. Чем больше прочность материала, тем он дороже, так как увеличивается расход дорогостоящего цемента, требуется повышенная степень помола шлака.

Для сплошной монолитной закладки интерес представляет устойчивость ее обнажений при очистных работах и величина относительной деформации. Нормативная прочность здесь имеет подчиненное значение, так как от ее величины может зависеть относительная деформация. При возведении комбинированной закладки расчет ведут только на устойчи-

вость ее обнажений, так как такие массивы применяют в условиях, где размеры допустимых смещений земной поверхности строго не лимитированы или где используют уплотненную сыпучую закладку (например, на Текелийском руднике).

К числу других свойств материала искусственного массива относятся предел прочности на растяжение, изгиб, пористость, плотность, трещиноватость и другие.

Исследования прочностных, деформационных, упругих и компрессионных свойств монолитной закладки проводили А. В. Карякин, А. Н. Меркулов, Г. М. Белов, Х. А. Аглюков, А. Л. Требуков, Л. К. Вахрушев, К. Ю. Репп и др.

Исследования прочностных, деформационных и других физикомеханических свойств искусственных массивов позволяют обоснованно подбирать состав монолитной закладки и определять технологию ее возведения в конкретных горнотехнических условиях, что способствует повышению безопасности горных работ, особенно в охранных целиках, и снижению себестоимости закладочных работ, которая все еще остается высокой на многих рудниках.

Качество закладочного материала оценивается несколькими прочностными показателями, к числу которых относятся пределы прочности на одноосное, двухосное и всестороннее сжатие, срез, растяжение и изгиб.

Решающее значение имеет предел прочности на одноосное сжатие, который устанавливают для конкретных смесей путем изготовления и испытания опытной серии образцов кубической формы. Другие прочностные свойства определяют или опытным путем, что является трудоемкой операцией, или расчетным методом в зависимости от величины предела прочности материала на одноосное сжатие. Физические свойства искусственного массива, и прежде всего его прочность, должны соответствовать горнотехническим условиям и технологии разработки.

Для испытаний приемлемы методы, используемые при изготовлении бетона. Предел прочности на одноосное сжатие, срез и изгиб определяется стандартным методом. Опытные образцы закладочного материала изготавливают в виде кубиков в специальной металлической кассете, рассчитанной на десять образцов. Испытания проводятся в три очереди через 28, 60 и 90 сут. Если смесь медленно набирает прочность, то испытания проводят через 28, 90 и 180 сут после изготовления образцов. Кассета изолируется парафином или другим материалом для предотвращения утечки воды из образцов. Хранят образцы во влажных опилках при нормальной температуре. Перед испытаниями образцы высушивают в течение трех суток. В каждый из установленных сроков испытывают три образца и определяют среднее значение предела прочности. Если прочность опытного образца

отклоняется более чем на 15 % в меньшую сторону от максимального значения прочности других образцов, этот образец бракуется. В три периода испытывают по три образца, а десятый кубик является резервным. Скорость нагружения до полного разрушения составляет 0,2–0,3 МПа/с.

Для уменьшения опорного трения между образцом и плитами прессы помещают прокладки из трех листов кальки, покрытых парафином.

Предел прочности на одноосное сжатие, МПа,

$$\sigma = kP/F, \quad (3.1)$$

где k – коэффициент, учитывающий размеры образца (при величине ребра 7 см k равен 0,85; 10 см – 1; 15 см – 1,05; 20 см – 1,1); P – разрушающая нагрузка, МН; F – площадь рабочей поверхности образца, см².

Предел прочности на растяжение можно определить методом раскалывания, а угол внутреннего трения и сцепление – графическим способом при испытании образцов на срез. При определении предела прочности на растяжение, МПа, методом раскалывания с помощью стержней диаметром 10 см результаты подсчитываются по формуле

$$\sigma_p = 2P/(\pi l^2), \quad (3.2)$$

где l – длина образца, м.

Исследованиями установлено, что прочность закладочного материала на растяжение и изгиб при одной и той же прочности на одноосное сжатие, по существу, не зависит от вида используемого заполнителя.

Закладочный материал прочностью 1–6 МПа характеризуется корреляционной связью между прочностью на растяжение σ_p , изгиб $\sigma_{\text{и}}$ и на одноосное сжатие $\sigma_{\text{сж}}$ вида

$$\sigma_p = 0,0255\sigma_{\text{сж}} + 0,045 \quad (3.3)$$

при коэффициенте корреляции $r = 0,9$ и коэффициенте надежности $\mu = 33$;

$$\sigma_{\text{и}} = 0,04\sigma_{\text{сж}} + 0,01 \quad (3.4)$$

при $r = 0,8$ и $\mu = 30$.

Обычно предел прочности на растяжение в 3–4 раза меньше, чем на сжатие при мелкозернистом заполнителе.

Испытания на срез осуществляют в специальных матрицах на образцах кубической формы с размером ребра 10 см. Образцы срезают под углом 30°, 45° и 60° к прикладываемому усилию и по среднему сечению перпендикулярно к основанию образца.

Угол внутреннего трения материала монолитной закладки находится в интервале 6,5–17,5° в зависимости от ее состава и предела прочности. Величина сцепления, МПа,

$$C = 0,383\sigma_{\text{сж}} + 0,5. \quad (3.5)$$

Таким образом, определив опытным путем предел прочности искусственного массива на одноосное сжатие, можно по приведенным зависимостям установить другие прочностные показатели, являющиеся исходными данными для расчета линейных размеров искусственных массивов в конкретных горнотехнических условиях. Прочность искусственного массива по аналогии с прочностью бетона постоянно увеличивается после истечения нормативного срока твердения в течение многих лет и даже десятилетий:

Возраст бетона	Сутки				Годы			
	7	28	90	180	1	2	3	5
Относительная прочность	0,6	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5

Физическая сущность этого явления заключается в медленном процессе гидролиза и гидратации частиц связующего, начинающемся с периферийных участков и постепенно распространяющемся к центральной части зерна. Улучшенное качество закладочного массива в столь позднем времени можно использовать, например, для снижения величины коэффициентов запаса прочности и относительной сжимаемости.

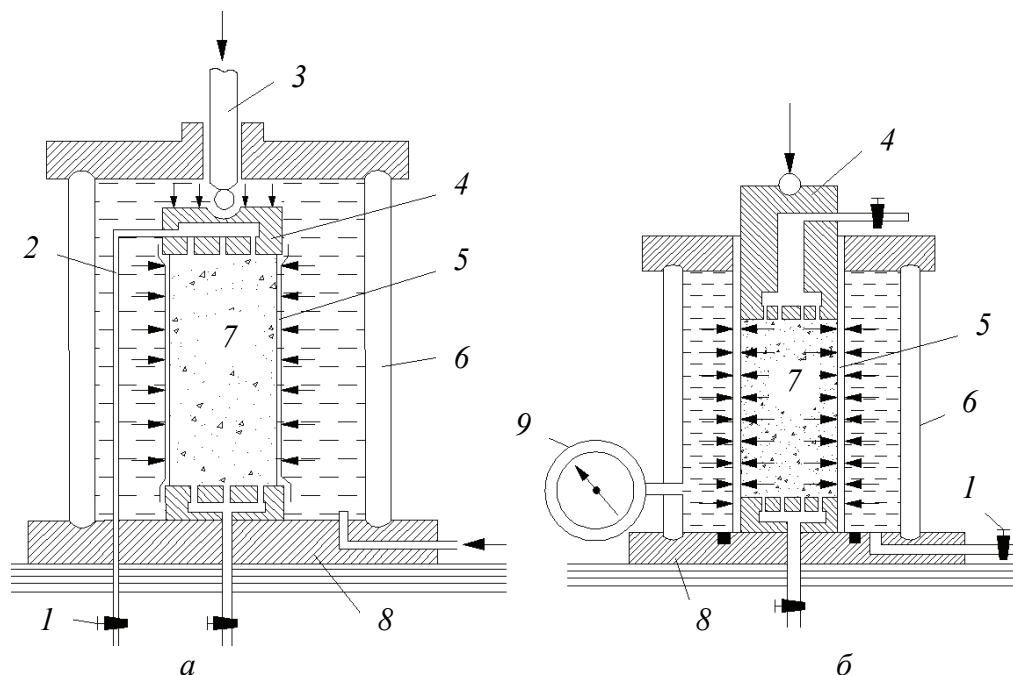


Рис. 3.1. Схемы испытательных камер применяемых типов стабилометров: а – тип «А»; б – тип «В»; 1 – краны гидросистемы; 2 – система дополнительной нагрузки; 3 – шток; 4 – штамп; 5 – гидроизолирующая резиновая оболочка; 6 – кольцевая обойма камеры; 7 – испытуемый образец; 8 – основание камеры; 9 – манометр

Материал сплошного искусственного массива обычно находится в условиях объемного напряженного состояния под действием сил тяжести вышележащих пород. Испытание образцов закладочного материала

на трехосное сжатие производится в приборах, называемых стабилometрами (измерителями прочности). Образец закладки цилиндрической формы в тонкой резиновой оболочке помещают в камеру прибора между верхним и нижним штоками (рис. 3.1). Всестороннее (в приборах типа «А») или только боковое (типа «В») давление на образец подается при помощи воды, глицерина или другой жидкости, нагнетаемой в камеру.

Если осевое давление постепенно увеличивать, а боковое поддерживать постоянным, то образец закладочного материала можно довести до разрушения, которое фиксируют по резкому увеличению деформации образца при постоянной нагрузке. Для консолидации материала образец выдерживают под нагрузкой 10–15 ч, затем, поддерживая заданное давление, приступают к испытаниям. В одну серию испытывают не менее трех образцов.

Предел прочности монолитной закладки при объемном сжатии редко используется в инженерных расчетах. Даже если закладочный материал разрушится, то его несущая способность при этом не уменьшится. В таких условиях искусственный массив способен воспринимать бесконечно большие нагрузки, под воздействием которых он будет лишь уплотняться. Исследованиями установлено, что предел прочности образцов монолитной закладки в условиях зажатой среды выше прочности на одноосное сжатие в 1,5–1,7 раза. Здесь интерес представляет величина относительной сжимаемости (деформации), находящаяся в функциональной зависимости от прочности материала и величины воспринимаемой им нагрузки, так как это оказывает прямое влияние на характер и величину деформаций пород кровли, земной поверхности и охраняемых объектов.

3.2. Упругие и деформационные свойства

Упругие характеристики закладочного материала необходимы для определения устойчивости его обнажений горными выработками в процессе выемки смежных рудных массивов.

Модуль упругости E – это коэффициент пропорциональности между напряжением σ и соответствующей ему относительной деформацией ε_x , численно он равен напряжению в МПа, которое обеспечивает относительную деформацию, равную единице, т. е.

$$\sigma = E\varepsilon_x. \quad (3.6)$$

Его величина характеризует жесткость закладочного материала, способность упруго сопротивляться линейным деформациям.

Модуль общей деформации E_0 – характеристика, аналогичная модулю упругости, выражает пропорциональность между общими деформациями (обратимыми и необратимыми) и вызывающими их напряжениями, т. е.

$$\sigma_0 = E_0 \varepsilon_x. \quad (3.7)$$

Характеристикой деформационных свойств закладочного материала является коэффициент поперечных деформаций

$$\mu = \varepsilon_x / \varepsilon_z. \quad (3.8)$$

Статические модуль упругости и коэффициент Пуассона определяют на образцах кубической формы с помощью тензометров ТА-2. Для измерения продольных деформаций тензометры располагают в направлении нагружения образца, поперечных – перпендикулярно к нему. С целью контроля однородности напряженного состояния образца и усреднения показаний отдельных тензометров в каждом направлении устанавливают два тензометра – по одному на противоположных сторонах образца. Сжатие образцов осуществляют ступенями с определенным интервалом, который зависит от предела их прочности. Очередной ступени нагружения предшествует разгрузка до величины $0,1 \sigma_{сж}$, которой соответствует начало отсчета деформаций.

Деформации измеряют после 2–3-минутной паузы, выдерживая образец под постоянной нагрузкой. В период разгрузки образцов также фиксируют величину деформации. Статический модуль упругости $E_{ст}$ и коэффициент Пуассона μ вычисляют по формулам

$$E_{ст} = (\sigma_2 - \sigma_1) / \sigma_{прод}, \quad (3.9)$$

$$\mu = \varepsilon_{поп} / \varepsilon_{прод}, \quad (3.10)$$

где σ_1 и σ_2 – напряжения в образцах между интервалами их нагружения, МПа; $\varepsilon_{поп}$, $\varepsilon_{прод}$ – поперечные и продольные относительные деформации образцов.

Взаимосвязь статического модуля упругости с пределом прочности материала на одноосное сжатие представлена уравнением

$$E_{ст} = 10^3 (2,31 \cdot \lg \sigma_{сж} + 0,8). \quad (3.11)$$

Для оценки устойчивости обнажений искусственного массива к взрывному нагружению, возникающему при отбойке руды в смежных камерах, необходимо знать численные значения динамических модуля упругости и коэффициента Пуассона. В лаборатории эти характеристики устанавливают импульсным методом. Скорость распространения упругих волн

в образцах закладочного материала определяют аппаратурой типа ИПА. Скорость продольных и поперечных волн в образце

$$C = l/t, \quad (3.12)$$

где l – длина образца, м; t – время распространения волн в образце, с.

Динамический модуль упругости, МПа,

$$E_{\text{дин}} = C_{\text{прод}}^2 \cdot \rho \frac{(1 + \mu_d)(1 - 2\mu_d)}{10(1 - \mu_d)}, \quad (3.13)$$

где ρ – плотность монолитной закладки, кг/м³.

Динамический коэффициент Пуассона

$$\mu_d = (0,5 - R^2) / (1 - R^2), \quad (3.14)$$

где $R = C_{\text{поп}} / C_{\text{пр}}$.

Между значением динамического модуля упругости, МПа, монолитной закладки и пределом прочности материала на одноосное сжатие существует корреляционная связь:

$$E_{\text{дин}} = 10^3 [8,33 \ln(\sigma_{\text{сж}}/1,5)] \text{ при } \sigma_{\text{сж}} \geq 2\text{--}10 \text{ МПа.} \quad (3.15)$$

Статический и динамический модули упругости монолитной закладки взаимосвязаны между собой выражением

$$E_{\text{ст}} = 0,15 E_{\text{дин}}^{1,4}. \quad (3.16)$$

Приведенные зависимости разработаны на основе обобщений большого числа лабораторных испытаний закладочного материала различного вещественного состава и прочности и могут служить исходными данными в расчетах искусственных массивов.

3.3. Компрессионные свойства

Под компрессией принято понимать процесс уплотнения закладочного материала под воздействием внешней нагрузки без возможности бокового расширения.

Критерием компрессорной способности является коэффициент относительной сжимаемости материала, %,

$$\varepsilon_{(\sigma, q)} = \frac{h_0 - h_1}{h_0} 100, \quad (3.17)$$

где h_0 и h_1 – первоначальная и уменьшенная под воздействием нагрузки высота образца материала.

Численное значение этого коэффициента зависит от предела прочности на одноосное сжатие σ и прилагаемой нагрузки q .

Коэффициент сжимаемости, %, можно выразить через плотность материала:

$$K_{\text{сж}} = \left(1 - \frac{\rho_0}{\rho_1}\right) 100, \quad (3.18)$$

где ρ_0 и ρ_1 – плотность закладки до и после сжатия.

При отработке предохранительных целиков под различными охраняемыми объектами вместо рудного массива возводится сплошной предохранительный искусственный массив. Этот массив должен быть по своим компрессионным свойствам таким, чтобы деформации и сдвиги пород или земной поверхности не превышали допустимые, заранее установленные пределы. Искусственный массив при этом находится в условиях всестороннего сжатия. Напряжения в горизонтальной плоскости по своей величине соответствуют коэффициенту бокового распора. Исключением являются участки, примыкающие к отрабатываемым камерам, по контакту с которыми закладочный материал находится в одно- или двухосном напряженном состоянии.

Компрессионные свойства закладочного материала в условиях объемного сжатия определяют с помощью стабилметров. Так как коэффициент бокового распора сравнительно небольшой, используется более простой и достаточно надежный метод определения компрессионных свойств путем испытания образцов закладочного материала, заключенных в жесткие металлические обоймы кубической или круглой формы. Точность результатов здесь несколько ниже из-за отсутствия первоначального бокового давления, но является достаточной для инженерных расчетов. Следует отметить, что сплошной искусственный массив формируется из отдельных участков, каждый из которых также не имеет первоначального бокового давления (без учета собственного веса), поэтому кассетный метод определения компрессионных свойств в большей степени соответствует условиям работы искусственных массивов, чем метод испытания образцов в стабилметрах.

Размер стороны кубической обоймы 10 см, высота цилиндрической обоймы 10 см, внутренний диаметр 112 мм исходя из соблюдения равенства объемов обойм. Толщина стенки обоймы составляет 30 мм. Для исключения сцепления закладочного материала с поверхностью обоймы последняя полируется и смазывается техническим вазелином. Для испытаний закладочную смесь в жидком виде заливали в обоймы и хранили во влажных опилках при температуре 20° С до 180 сут. Выполненные исследования показали, что величина и характер деформации не зависят от формы испы-

тательной обоймы. Дальнейшие испытания проводились в обоймах кубической формы, более удобной в работе. Следует отметить, что цилиндрические обоймы имеют преимущество в том, что обладают большей жесткостью.

Перед испытаниями опытные образцы проверяются на отсутствие в них трещин, а опорные поверхности шлифуют так, чтобы отклонение в них параллельности не превышало один градус. Отклонение сторон не должно быть более $\pm 1\%$ и от прямого угла $\pm 2^\circ$. Схема лабораторной установки для определения компрессионных свойств приведена на рис. 3.2.

Относительная сжимаемость зависит от прочности закладочного материала, на величину которой в свою очередь влияет крупность заполнителя. В процессе сжатия закладочного материала, затвердевшего в металлической обойме, наблюдаются три области, характеризующие его состояние, разграниченные линиями I–II и II–II (рис. 3.3).

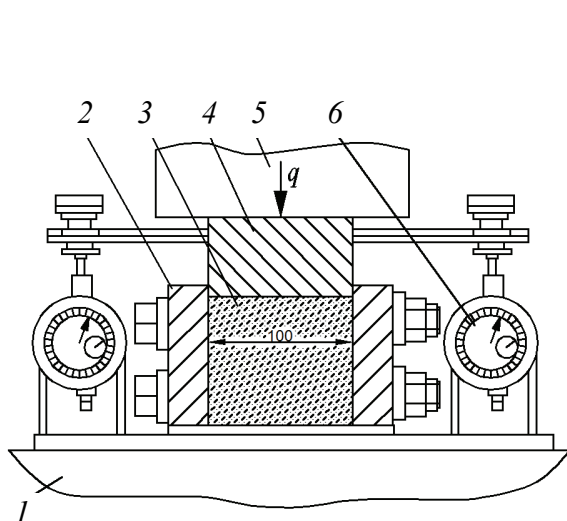


Рис. 3.2. Схема установки для испытания компрессионных свойств образцов твердеющей закладки: 1 – опорная плита; 2 – пресс-форма; 3 – закладка; 4 – пуансон; 5 – шток пресса; 6 – индикатор часового типа; q – нагрузка

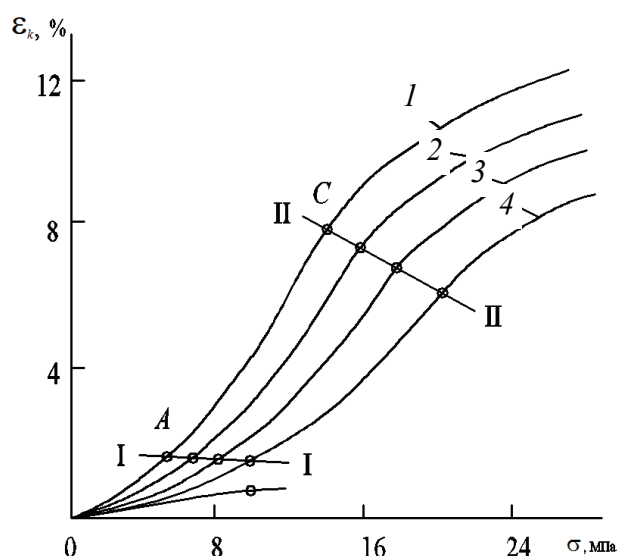


Рис. 3.3. Диаграмма напряжение – деформация для образцов твердеющей закладки различной прочности: 1, 2, 3, 4 – предел прочности образцов на одноосное сжатие, соответственно, 2,5; 3; 3,5; 4 МПа; I–I; II–II – границы областей различного состояния; A и C – точки перегиба кривых

Первая область – область упругих деформаций, распространяющаяся от начала координат до линии I–I. Здесь после снятия нагрузки происходит полное восстановление размеров образца. Максимальным для данной области является давление от 6 до 9 МПа при прочности образцов на одноосное сжатие от 2,5 до 4 МПа. Отмеченные давления характеризуют предел прочности материала в условиях, близких к объемному сжатию.

Вторая область – область упругопластических деформаций.

Третья область – область полного разрушения прочностных связей, дальнейшего уплотнения и переуплотнения материала в обойме, которое наступает на линии II–II. Разрушенный материал продолжает воспринимать все возрастающую нагрузку. Точки С на кривых нагружения фиксируются по незначительному замедлению роста относительной деформации при постоянном увеличении нагрузки. По своей физической сущности этот участок характеризует степень сжимаемости несцементированного (сыпучего) закладочного материала.

Взаимосвязь условно-мгновенной прочности $\sigma_{\text{мг}}$ и прочности на одноосное сжатие $\sigma_{\text{сж}}$ описывается выражением вида

$$\sigma_{\text{мг}} = 1,66\sigma_{\text{сж}} - 0,5. \quad (3.19)$$

Прочность монолитной закладки в условиях зажатой среды выше прочности на одноосное сжатие в 1,4–2 раза. Однако этот показатель не оказывает влияния на несущую способность искусственного массива, которая может возрастать до бесконечности по мере уплотнения материалов.

Коэффициент относительной сжимаемости искусственного массива может достигать значительной величины при повышении внешней нагрузки. Так при давлении $q = 12$ МПа он составляет 2–6 %, а с увеличением давления до 24 МПа возрастает до 7,2–11,5 % при прочности материала на одноосное сжатие 2–4 МПа.

В шахтных условиях искусственные массивы испытывают нагрузки в течение длительного времени, что оказывает определенное влияние на величину относительной сжимаемости.

В качестве критерия интенсивности нагружения, учитывающего прочность материала, принято отношение внешней нагрузки q и мгновенной прочности $\sigma_{\text{мг}}$. Исследованиями установлено, что коэффициент относительной сжимаемости при длительном нагружении примерно в два раза выше, чем аналогичный показатель при кратковременном нагружении (рис. 3.4).

Полное значение коэффициента сжимаемости образцов при кратковременном и длительном нагружении аппроксимируется уравнением вида

$$\varepsilon_{\Pi} = \varepsilon_{\text{к}} + \varepsilon_t = \varepsilon_{\text{к}} \left\{ 1 + \left[1 - \exp \left(-0,62 \cdot 10^{-2} \frac{\sigma_t t}{\sigma_{\text{мг}}} \right) \right] \right\} \quad (3.20)$$

при условии, что $0 \leq \sigma_t t / \sigma_{\text{мг}} \leq 1,6$;

$$\varepsilon_{\Pi} = \varepsilon_{\text{к}} \left\{ 1 + 0,62 \cdot \left[1 - \exp \left(-0,97 \cdot 10^{-3} \frac{\sigma_t t}{\sigma_{\text{мг}}} \right) \right] \right\}, \quad (3.21)$$

если $\sigma_t t / \sigma_{\text{мг}} > 1,6$.

Характерно, что относительная сжимаемость $\varepsilon_t/\varepsilon_k$ с увеличением соотношения $\sigma_t t/\sigma_{\text{мг}}$ падает (рис. 3.5). Так, при $\sigma_t t/\sigma_{\text{мг}} = 0,86$ относительная сжимаемость при длительном нагружении ε_t превосходит относительную сжимаемость при кратковременном нагружении ε_k в 2,3 раза. С увеличением отношения внешней нагрузки q к мгновенной прочности $\sigma_{\text{мг}}$ до 2,6 разница указанных деформаций постепенно снижается до 1,5. Иными словами, чем больше нагрузка на закладочный массив и чем меньше предел прочности этого массива, тем меньше разница в относительной сжимаемости при нагружениях различной продолжительности, т. е. деформации кратковременные приближаются к полным относительным деформациям. Пользуясь формулами (3.20), (3.21), можно ограничиться проведением лабораторных испытаний закладочного материала на определение относительной сжимаемости при кратковременном нагружении и произвести их перерасчет на сжимаемость, соответствующую длительному нагружению. В результате отпадает необходимость в сооружении специальной установки для испытаний на длительное нагружение, сокращается срок проведения эксперимента.

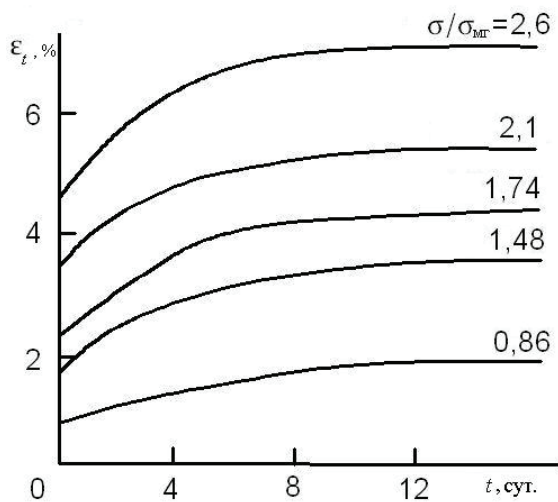


Рис. 3.4. График зависимости деформаций ε_t от длительности нагружения t при различных отношениях давлений σ на образец к его условно-мгновенной прочности $\sigma_{\text{мг}}$

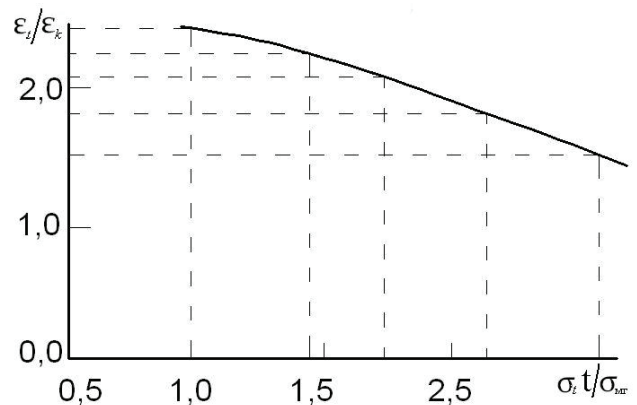


Рис. 3.5. График взаимосвязи между $\sigma_t t/\sigma_{\text{мг}}$ и $\varepsilon_t/\varepsilon_k$

Приведенные результаты исследований могут служить исходными данными для определения возможных деформаций и сдвижений пород и земной поверхности на подрабатываемых участках.

3.4. Интенсивность схватывания смесей

Состав монолитной закладки необходимо подбирать таким, чтобы начало схватывания и продолжительность формирования смеси до нормативной прочности соответствовали принятой технологии закладочных и добычных работ. Для обеспечения времени, необходимого на ее транспортирование с поверхности до выработанного пространства, и вероятных непродолжительных остановок в работе закладочного комплекса схватывание смеси должно наступать по возможности позднее.

Продолжительность схватывания закладочной смеси устанавливают с помощью иглы диаметром 1,1 мм, прикрепленной к цилиндрическому стержню массой 300 г, свободно перемещающемуся по штативу. Пробу смеси с толщиной слоя 4 см устанавливают в цилиндрической емкости под иглой прибора. Начало схватывания фиксируют, если игла при погружении в смесь не достигает дна на 1 мм, конец схватывания – если игла погружается в смесь всего на 1 мм. Испытания повторяют три раза. Сроки схватывания смесей с различными вяжущими следующие:

	Начало	Окончание
Шлакопортландцемент	1 ч	12 ч
Шлакопортландцемент с глиной (1:1)	5 ч 40 мин	32 ч
Доменный шлак первого сорта с портландцементом (3 %)	6 ч	32 ч
Зола с электрофильтров ТЭЦ	1 ч 30 мин	14 ч 30 мин

Испытания на смесях с песчаным заполнителем состава 1:3 и при водовязущем отношении 0,8 показали, что смеси на портландцементе схватываются очень быстро – спустя один час после затворения водой. Поэтому цементы в обычном виде для монолитной закладки малопригодны. Добавление глинистого материала флегматизирует цементный раствор, и схватывание наступает через 5–6 ч после приготовления смеси.

Благоприятно по условию схватывания применение доменного гранулированного шлака, схватывание которого начинается в более поздний срок.

Оптимальная продолжительность формирования искусственного массива до приобретения им нормативной прочности устанавливается в зависимости от горнотехнических условий эксплуатации месторождения. В целях обеспечения высокой концентрации горных работ запасы руды в целиках или на смежных с искусственным массивом участках, а также под искусственной кровлей целесообразно отрабатывать в возможно короткие сроки после закладочных работ. Это сокращает расходы на поддержание выработок и проветривание. С этой точки зрения время формирования искусственного массива должно быть минимальным. С другой стороны, необходимо учитывать, что прочность закладочного материала

возрастает пропорционально времени формирования искусственного массива. Рациональный срок твердения материала на шлаковом и глиноцементном вяжущем составляет от трех до шести месяцев. Это время интенсивного нарастания прочности. Далее твердение продолжается многие годы (даже десятилетия).

Очистную выемку граничных с искусственным массивом блоков можно начинать и раньше, спустя 0,5–1,5 месяца, когда закладочный материал упрочнился до 1–2 МПа и нагружен лишь собственным весом.

Прочностные свойства искусственного массива, как установлено испытаниями образцов до 3-летнего возраста, неуклонно улучшаются и за этот период возрастают в среднем на 50–60 % в сравнении с образцами 3-месячного срока хранения. За нормативную прочность в расчетах целесообразно принимать прочность материала в 3-месячном возрасте, а последующий прирост рассматривать как коэффициент запаса.

3.5. Влияние закладочного материала на обогащение руды

Искусственный массив возводят в выработках, стенки которых являются неровными, особенно если отбойка руды осуществлялась с помощью зарядов, размещенных в глубоких веерных скважинах. Именно этот способ отбойки широко применяется на рудниках, где используют монолитную закладку. Отклонение от проектных контуров первичных камер достигает 1,5–2 м, и искусственный массив приобретает соответствующую форму. Отработка камер второй и последующих очередей производится по контакту с искусственным массивом и иногда сопровождается подрывкой закладочного материала, что вызывает разубоживание руды закладкой.

Имеются и другие источники засорения руды закладочным материалом или его составными компонентами. К ним относится вынос вяжущих веществ, фильтруемых из формируемого искусственного массива водой, особенно если применяется инъекционная или гидрозакладочная технология его возведения, снятие верхнего слоя закладочного материала при черпании руды погрузочной машиной или в процессе зачистки почвы в условиях слоевой выемки руды снизу вверх, утечки закладочного раствора через неплотности трубопровода, перемычек и т. д. По данным А. С. Мазей, разубоживание закладочным материалом на Текелийском руднике достигает 12–16 %.

Примешивание закладочного материала к добываемой руде, особенно цементного камня, приводит к существенному экономическому ущербу.

Содержащаяся в связующих известь нарушает равновесие флотационного процесса, в результате снижается извлечение металла в концентрат. Отрицательное влияние оказывает примешивание 10 % цемента. Это подтверждается опытом работы Текелийского рудника и ряда австралийских рудников.

Так, на полиметаллических рудниках Австралии применение цементной закладки вызвало снижение извлечения серебра, цинка, свинца, а также ухудшение качества концентратов. Вредное влияние разубоживания закладочным материалом проявляется также в том, что увеличивается объем закладочных работ, возрастает стоимость транспортирования горной массы.

Для снижения вредного влияния разубоживания целесообразно, прежде всего, сокращать до минимума расход цемента, извести или другого отщепляющего известь связующего. Продолжительность гидролиза и гидратации связующего при этом будет такой, что содержащаяся в смеси известь полностью перейдет в связанное состояние. Эффективно применение ускорителей схватывания, увеличение нормативного срока твердения искусственного массива. Необходимо сокращать до минимума расход воды, что уменьшит вынос связующего вместе с дренируемой водой.

Большое значение имеет правильный выбор нормативной прочности искусственного массива, площади его обнажений по вертикали и в кровле, параметров взрывной отбойки руды по границе с искусственным массивом и в первичных камерах. Стенки первичных камер должны быть по возможности ровными. При взрывной отбойке скважины целесообразно недобуривать до закладочного массива на 1 м. Защитный слой руды, как установлено опытом работы Гайского рудника, самообрушается при доработке камеры. В целях предупреждения вывалов закладки большое значение имеет непрерывная подача закладочного материала в камеру, так как перерывы в работе приводят к образованию слабых по прочности прослоев в закладочном массиве. Отклонения в прочности материала закладки можно сократить до минимума повышением точности дозирования исходных компонентов, особенно воды и связующего, что трудно осуществить при ручном управлении. Поэтому автоматизация закладочных комплексов, осуществляемая в настоящее время, позволит решить в числе других задач также проблему сокращения разубоживания руды закладочным материалом.

Необходимо отметить, что более поздний опыт работы рудников Австралии не подтвердил отрицательного влияния закладочного материала, попавшего в руду, на извлечение металла, в частности при флотации серебро-свинцово-цинковых руд. Специальные исследования показали, что разубоживание руд закладочным материалом никакого отрицательного действия на флотацию не оказывает и снижение извлечения металлов наблюдается лишь при значительно большем содержании цемента, чем это имеет место в практике работы рудника, т. е. больше 10 % по массе.

3.6. Материалы для приготовления твердеющих закладочных смесей

Вяжущие вещества и активизирующие добавки

Для приготовления твердеющей закладки применяют только неорганические вяжущие вещества – тонкоизмельченные материалы, способные при затворении водой образовывать тесто, постепенно твердеющее и превращающееся в камневидное тело. Неорганические вяжущие вещества (в дальнейшем для краткости они будут именоваться просто вяжущими веществами или вяжущими материалами) должны обладать способностью смачиваться водой, образовывать с ней тестообразную массу и переходить из вязкопластичного состояния в твердое без постороннего воздействия.

В горнорудной промышленности используют многие из известных вяжущих материалов: цементы, известь, гипс, ангидрит, молотые гранулированные шлаки, котельные золы и золоунос ТЭЦ, пирротинсодержащие хвосты обогатительных фабрик и др. Чаще применяют сложные вяжущие, состоящие из нескольких компонентов. Поскольку при разработке месторождений полезных ископаемых практически неизбежны притоки вод в подземные выработки, вяжущие вещества, используемые для приготовления твердеющей закладки, должны твердеть и длительное время сохранять прочность как на воздухе, так и в воде.

Прочность вяжущих веществ колеблется в широких пределах от нескольких единиц до 7 МПа и более в месячном возрасте.

По прочностным показателям вяжущие материалы разделяют на марки, условно характеризующие их прочность при сжатии в МПа при стандартном методе испытаний.

Процесс твердения, т. е. превращение вяжущего теста в камневидное тело, происходящий в результате физико-химических превращений, можно условно разделить на два периода: схватывание и собственно твердение. Момент начала загустевания и потери пластичности вяжущего теста соответствуют началу схватывания. Величина срока начала схватывания имеет существенное значение, так как операции приготовления, транспортировки и укладки твердеющих смесей можно производить лишь тогда, когда смесь еще не начала схватываться. Окончанием схватывания следует считать момент полного загустевания и превращения вяжущего теста в камневидное тело, еще не обладающее значительной прочностью. В дальнейшем происходит твердение материала в результате продолжающихся физико-химических процессов, сопровождающееся ростом прочности.

В качестве вяжущего вещества или активизирующей добавки в составе сложного вяжущего широко используют различные цементы, главной

составной частью которых являются силикаты и алюминаты кальция, образующиеся при высокотемпературной обработке сырьевых материалов. Наибольшее значение имеет портландцемент, получаемый из клинкера с элементарным химическим составом: 62–68 % CaO, 18–26 % SiO₂, 4–9 % Al₂O₃, 0,3–6 % Fe₂O₃.

Кроме этих основных компонентов в цементе обычно присутствуют в небольших количествах сернистый кальций, окись магния, алкалоиды и некоторые другие вещества. По минералогическому составу в цементном клинкере выделяют четыре главнейших минерала (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Минералогический состав клинкеров, %

Клинкер	3CaO·SiO ₂	2CaO·SiO ₂	3CaO·Al ₂ O ₃	4CaO·Al ₂ O ₃ ·Fe ₂ O ₃
Нормальный	37,5–60	15–37,5	7–15	10–18
Алитовый	>60	<15	7–15	10–18
Белитовый	<37,5	>37,5	7–15	10–18
Алюминатный	37,5–60	15–37,5	>15	<10
Алюмоферритовый	37,5–60	15–37,5	<7	>18

От содержания в цементном клинкере C₃S и C₂S зависит большинство прочностных характеристик цемента. Суммарное содержание C₃S и C₂S обычно находится в пределах 70–80 %. При высоком содержании C₃S и низком C₂S прочность нарастает быстрее, тепловыделение больше, чем при обратном соотношении. Трехкальциевый алюминат вызывает гораздо большее тепловыделение, чем такое же количество других компонентов, и очень быстро твердеет.

Для производства твердеющей закладки следует применять цементы с невысоким содержанием C₃S и C₂S, так как при твердении больших масс закладки значительное тепловыделение может привести к интенсивному разогреву массива и трещинообразованию из-за температурных напряжений.

На скорость гидратации цемента влияет тонкость его помола. Более тонкое измельчение повышает скорость гидратации и твердения цемента, вызывает быстрое теплообразование.

При изыскании эффективных местных вяжущих веществ на Алтын-Топканском руднике Ленинградским горным институтом исследовано несколько составов романского цемента и глинит-цемента. Эффективными оказались составы романского цемента: 60 % известняка и 40 % глины и глинит-цемента при 30 % глины и 70 % извести-пушонки. Существенное увеличение активности указанных вяжущих материалов достигали добавкой 25 % портландцемента.

Следует отметить, что цементы являются довольно дорогим и дефицитным вяжущим материалом. К тому же промышленность РФ выпускает в основном высокомарочные цементы, тогда как для приготовления твердеющей закладки предпочтительнее применять низкомарочные. Поэтому при изыскании эффективных составов твердеющей закладки особое внимание необходимо уделять дешевым низкомарочным вяжущим веществам, получаемым на основе местных материалов и отходов производства.

Доменные гранулированные шлаки являются одним из наиболее эффективных видов сырья для производства местных вяжущих веществ для твердеющей закладки. Они представляют собой силикатные и алюмосиликатные расплавы, получаемые при выплавке чугуна и обрабатываемые в мелкозернистое состояние путем быстрого их охлаждения. Вяжущие свойства доменных шлаков обусловлены тем, что их химический состав близок к составу портландцемента. В отличие от последнего в гранулированных шлаках содержится меньше CaO , но больше SiO_2 , Al_2O_3 и других окислов. Из молотого гранулированного доменного шлака получают вяжущее с активностью 200–300 кгс/см².

Из основных окислов окись кальция и глинозем повышают гидравлическую активность шлака, кремнезем снижает ее. Увеличение содержания MgO свыше 15 % также ведет к снижению помола, который оценивается по остаткам на ситах № 021 (900 отв/см²) и № 0085 (4 900 отв/см²): величина остатков не должна превышать, соответственно, 1 и 10 % веса пробы.

Так как требуемая прочность искусственных цефиков обычно не превышает 100–120 кгс/см², а чаще достаточной является прочность 30–60 кгс/см², более рациональным является применение низкомарочных цементов, одним из положительных свойств которых является незначительное снижение прочности закладочного массива при увеличении водоцементного отношения. При высокой обводненности горных выработок применяют различные естественные и искусственные активные минеральные добавки: диатомиты, трепелы, опоки, глиежи, пеплы, туфы, пемзы, трассы, кремнеземистые отходы, обожженные глины, топливные золы и шлаки, кислые и основные доменные гранулированные шлаки. Если при измельчении цементного клинкера вводится 20–35 % активных добавок осадочного происхождения или 30–45 % активных добавок вулканического происхождения, получаемый продукт носит название пуццоланового портландцемента. Последний эффективно твердеет во влажных условиях и в воде. Цемент, получаемый совместным помолом портландцементного клинкера (30 %) и доменного гранулированного шлака (70 %), носит название шлакопортландцемента. Схватывание и твердение шлакопортландцемента происходит медленнее, чем портландцемента, при более низком тепловыделении.

Применяется также сульфатированный шлаковый цемент, содержащий около 80 % гранулированного доменного шлака, до 5 % портландцементного клинкера и 15–17 % ангидрита. Химический состав шлаковых цемента в сравнении с портландцементом приведен в табл. 3.2. Тонкость помола определяется до остатка не более 5 % на сите с размером отверстий 0,09 мм.

Таблица 3.2

Химический состав шлаковых цемента в сравнении с портландцементом

Вид цемента	Содержание основных компонентов, %							
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S	H ₂ O	П.П.П.
Сульфатированный шлаковый	29,96	10,15	41,90	11,75	0,10	0,64	0,21	0,21
Шлакопортландцемент	27,97	10,64	44,53	9,29	0,15	0,97	0,49	0,49
Портландцемент	17,92	5,93	63,84	4,24	0,025	0,79	0,63	0,63

Применение сульфатированного шлакового цемента особенно предпочтительно на рудниках с сульфатной агрессией рудничных вод ввиду того, что он обладает повышенной сульфатостойкостью.

Доменные шлаки

Выход шлака при выплавке 1 т чугуна составляет около 320 кг. В настоящее время почти все пригодные к переработке доменные шлаки подвергают грануляции, часть из них поступает в закладку.

Химический состав шлаков, %: основных CaO – 44–50, Al₂O₃ – 10; кислых CaO – 35–42, Al₂O₃ – 12–15. Гидравлическая активность шлаков зависит от коэффициентов качества, модуля основности и модуля активности.

Структура и фазовый состав затвердевших шлаков зависят от химического состава, в частности от основности и условий охлаждения.

По степени пригодности для закладки гранулированные шлаки разделены на три группы. К I отнесены основные и кислые шлаки 1-го сорта, ко II и III — соответственно шлаки 2- и 3-го сортов.

По зерновому составу гранулированные шлаки близки к среднезернистому песку. Их насыпная плотность 1 т/м³, плотность в массиве 2,7 т/м³, влажность 3–7 %, предел прочности зерен на сжатие 10–70 МПа.

Гранулированные шлаки активизируют измельчением до удельной площади поверхности 2 500–3 000 см²/г. Шлаки I группы приобретают активность до 15–20 МПа и выше без активизирующей добавки или с небольшим ее количеством (порядка 1–2 % портландцемента или другого активизатора). Шлаки II и III групп требуют более высокого расхода активизирующего вещества – 5–10 % портландцемента или извести. Более тон-

кий помол повышает активность, но экономически нецелесообразен из-за большого расхода электроэнергии.

Если активность гранулированного шлака излишне высока, то применяют наполнитель в виде глинистой добавки. На Гайском ГОКе для закладки в доменный граншлак с добавкой цемента 10 % подавали природные пески с содержанием глины до 25–30 %.

Доменные шлаки, непригодные для грануляции, поступают в отвалы, в них содержатся преимущественно кристаллические компоненты.

При одинаковых показателях основности и активности отвальные шлаки имеют незначительную связующую способность. Наиболее полно исследованы шлаки Магнитогорского и Криворожского металлургических комбинатов. Доменный отвальный шлак представляет собой смесь щебня фракции 10–120 мм (40–70 %), песка до 5 мм (25–50 %), пылевидных частиц (10–15 %) и кусков размером до 300 мм (5–7 %).

Гидравлическая активность шлака небольшая (порядка 1–1,4 МПа), поэтому в обычном виде он непригоден для закладки. Свежий шлак способен увеличиваться в объеме при твердении, разрушая цементный камень. В большей мере этот недостаток присущ доменной муке – продукту силикатного распада шлака. Шлаки старых отвалов (более 5 лет) почти не расширяются в объеме.

В качестве активизатора пригодны клинкер, цемент, щелочные компоненты (NaOH , Na_2SO_4), содовый плав азотно-тукового производства и др.

Увеличение дисперсности до удельной площади поверхности $3\,000\text{ см}^2/\text{г}$ повышает активность вяжущих на 20–30 %. Добавление к отвальному шлаку 50 % граншлака позволяет получить смешанное вяжущее достаточной активности.

Сталеплавильные шлаки

Выплавка 1 т стали сопровождается выходом 150–200 кг шлака. Основную часть (88 %) составляет мартеновский шлак.

Шлаки включают оксиды многих элементов. Состав их непостоянен, но изменяется в небольших пределах.

В шлаках содержится 15–20 % железа, в том числе около 7 % в виде скрапа и около 8 % – застывших капель. Большую часть содержащегося в шлаке железа можно извлекать магнитной сепарацией, что облегчает измельчение шлака.

По химическому составу сталеплавильные шлаки близки к портландцементу, оксид кальция в них связан в алюмосиликаты, силикаты, приобретающие после активации (измельчение, включение активизирующих добавок) гидравлическую активность.

Фазовый состав мартеновских шлаков более сложен, чем доменных. Это обусловлено большим разнообразием сырьевых материалов, включающих легирующие добавки, раскислители и т. д.

Особенность этих шлаков – их способность к самораспаду, в результате которого образуется более 90 % порошкообразного материала, что облегчает последующий процесс активации шлаков.

Все пробы содержат большое количество мелкой фракции. Материал крупнее 20 мм составляет около 50 %, 40 мм – около 30 %. Однако в шлаке имеются куски крупнее 90 мм, достигающие размера в поперечнике до 300–400 мм, которые необходимо отсортировать или дробить. По дробимости в цилиндре в сухом состоянии мартеновский шлак относится ко II классу прочности.

Шлаки обладают слабыми вяжущими свойствами порядка 0,5–1,5 МПа. После активации цементом в количестве 10–20 % и тонкого измельчения до удельной площади поверхности зерен 2 500 см²/г они (шлаки) приобретают более высокую активность.

Топливные зола и шлак

Тепловые электростанции страны, работающие на твердом топливе, ежегодно выдают в отвалы около 70 млн т золы и шлака, в том числе обожженную породную фракцию и несгоревшие частицы (5–10 %). Выход золы на 1 т угля – 10–40 %. Топливо перед сжиганием измельчают до пылевидного состояния, температура сжигания 1 200–1 400 °С. Пылевидные частицы улавливаются электрофильтрами. Количество зол составляет около 85 %, остальное шлак. Промышленность производит известково-зольное вяжущее, содержащее 65–85 % золы, 10–30 % извести и до 5 % гипса.

Наибольшую ценность представляет зола с электрофильтров. Ее удельная площадь поверхности 3 000–3 500 см²/г.

Качество шлака и золы снижается в процессе их гидравлического удаления, которое применяется почти на всех тепловых станциях страны. Только стеклофаза сохраняет активные свойства, но ее содержится около 3 %, поэтому материал нуждается в тонком помоле.

Переход на сухое золоулавливание сопряжен с большими дополнительными капиталовложениями, но позволяет получить материал более высокого качества, пригодный для изготовления низкомарочных вяжущих.

Зола представлена преимущественно изотропным материалом, подобным стеклу гранулированного шлака. Наличие в ней кварца, глинозема, кальцита, а иногда скоплений кристаллов гидросиликатов и гидроалюминатов кальция обуславливает способность золошлаковых отходов вступать в химическую реакцию с другими минеральными добавками. В результате взаимодействия гидрата оксида кальция со стеклофазой золы формируются

гидратные новообразования, обеспечивающие прочность цементного камня.

Шлаки котельных установок обладают низкой гидравлической активностью и для использования в закладке нуждаются в существенной активации путем тонкого измельчения и введения большого количества цемента, извести и других активизаторов.

Шлаки цветных металлов

Гранулированные никелевые шлаки могут служить вяжущим веществом.

Шлаки представлены преимущественно стекловидной массой. Вяжущие свойства низкие, так как кристаллическая и стекловидная составляющие в обычном виде с водой взаимодействуют слабо. Активизация цементом и известью до 20 % от массы шлака не всегда позволяет получить смесь высокой прочности.

Эффективными активизаторами являются щелочи и соли щелочных металлов: сода, поташ, щелочь натрия. Оптимальный их расход – 5–10 % от массы шлака. Таким образом получается вяжущее с активностью 10 МПа в нормальных условиях, а при пропаривании (90°C) – еще выше. Особенность вяжущего – способность вступать во взаимодействие с глинистыми компонентами природного песка с образованием гидроалюмосиликатов натрия.

Граншлаки комбината «Печенганикель» фракцией до 5 мм имеют неправильную форму. Плотность 3,12–3,24 г/см³, насыпная плотность 1,05–1,70 г/см³. Активизируют известью (57–60 % CaO) и гипсом (90 % CaSO₄·2H₂O). Количество активной CaO в вяжущем составляет 10–15 %, а CaSO₄·2H₂O – около 7 %.

Активизирующими добавками служат отходы химического производства: содопоташная смесь, содощелочной плав, метасиликат натрия и др.

Оптимальная тонкость измельчения никелевых шлаков соответствует удельной площади поверхности зерен – 2 500 см²/г. Повышение расхода активизаторов малоэффективно. Сроки схватывания никелевого шлака с активизаторами: начало – 4 ч, окончание – 23 ч.

Нефелиновые шламы. Химический состав, %: CaO – 56; Al₂O₃ – 2,8; MgO – 1,4; SiO₂ – 9,8; Fe₂O₃ – 4,2 и др. Небольшая гидравлическая активность (десятые доли МПа) обусловлена наличием 80 % двухкальциевого силиката; проявляется она после тонкого измельчения.

Добавление 3 % гипса повышает активность при возрасте 3 мес. с 0,31 до 1 МПа, т. е. более чем в три раза, а при добавлении 5 % гипса – до 1,6 МПа. Присоединение 13 % извести повышает активность до 1,84 МПа.

Процесс твердения нефелиновых шламов сопровождается умеренным выделением тепла и интенсивно протекает в течение первых 7–10 сут.

В дальнейшем прочность увеличивается очень медленно, что не исключает возможности их применения в закладке.

Прочие связующие материалы

Фосфогипс – отход сернокислой переработки фосфатной руды в виде шлама с высоким содержанием воды.

Химический состав фосфогипса, %: CaO – 34; SiO_2 – 11; PO_2 – 46; Al_2O_3 – 0,42 и др. В результате его обжига в течение 2 ч при температуре 850 °С, добавки 10 % извести и тонкого помола получают вяжущее вещество активностью свыше 6 МПа к возрасту твердения 6 мес. Обжиг удаляет воду, химически связанную с CaSO_4 .

Отходы обогащения руды, содержащей карбонаты и силикаты, после обжига при температуре 300–1 000 °С и помола также приобретают гидравлическую активность. В результате обжига образуются CaO , MgO , Al_2O_3 и др.

Химический состав термофосфорных шлаков, %: SiO_2 – 36,50–43,97; CaO – 45,55–47,00; MgO – 1,92–3,80; Fe_2O_3 – 0,78–2,00; P_2O_5 – 0,57–1,50; F_2 – 1,82–2,70; SiO_3 – 0,46–0,90; пересчет F_2 на CaF_2 – 3,74–5,74; модули основности 0,986–1,080, активности 0,03–0,07.

Способ получения вяжущего путем обжига и помола отходов обогащения является, по существу, технологией приготовления романцементов, давно снятой с производства вследствие ее низкой эффективности. При обжиге хвосты спекаются в монолит, поэтому их необходимо вновь измельчать.

В отвалах породы (сланцы, известняки и др.) в результате самовозгорания подвергаются обжигу, после тонкого помола и добавки 5–25 % портландцемента или 20–40 % извести в них проявляется активность 3–15 МПа.

Пирротиновые отходы обогащения содержат 6 % пирита, 56 % пирротина. В результате окисления пирротина смесь цементируется в монолит прочностью 3 МПа при возрасте твердения 9–12 мес. Отходы Норильской фабрики позволили получить вяжущее активностью 1,8 МПа при низком содержании пирротина (менее 20 %).

Гипс, или двуводный сульфат кальция, является водной сернокислой солью кальция $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (кристаллизационной).

Химический состав гипса, %: CaO – 28–32; SO_3 – 38–46; SiO_2 – 0–5,78; $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ – 0,03–1,9; MgO – 0–2,4; H_2O – 17–20,6 (кристаллизационная).

Используется безводный сернокислый кальций – ангидрит, встречающийся чаще всего вместе с гипсовым камнем, содержит до 7 % кристаллизационной воды.

Химический состав, %: CaO – 39,0–40,8; SO₃ – 55–58; SiO₂ – 0,1–0,48; Al₂O₃ + F₂O₃ – 0,03–3,6; MgO – 0,1–2,27.

На угольных шахтах Кузбасса в качестве вяжущего пригодны гранулированные шлаки, зола ТЭЦ, шламы аглофабрик, горелые породы и др.

Заполнители

В 1 м³ закладки входит 0,9–0,95 м³ заполнителя, который служит жесткой основой, уменьшает усадку и тепловыделение, повышает плотность смеси.

Основные требования к заполнителям: предел прочности должен быть не менее чем на 10–15 % выше нормативной прочности закладки, небольшая растворимость в воде, низкий коэффициент увеличения в объеме во влажной среде, отсутствие вредных примесей и экономичность. Крупность заполнителя зависит от способа возведения и транспортирования закладки и характеризуется модулем крупности. Заполнителями служат природные пески, отходы обогащения, отвальные породы и др.

Одинаковый модуль крупности могут иметь пески с различным соотношением частных остатков на стандартных ситах. Поэтому применяется второй критерий – полный остаток на сите с размером отверстий 0,63 мм. Пылевидными считаются частицы песка фракцией 0,05–0,005 мм, глинистыми – менее 0,005 мм.

Мелкозернистую и пылевидную фракции также можно использовать для закладочных работ, однако вследствие большой удельной площади поверхности заполнителя увеличивается расход вяжущих. Суммарная площадь поверхности зерен в единице объема обратно пропорциональна их диаметру. Крупный песок требует меньшего количества вяжущего раствора для обволакивания зерен.

Средний размер зерен песков: крупных – 0,5 мм, средних – 0,35 мм, мелких и очень мелких – 0,25 мм.

Хвосты рудообогатительных фабрик. Средняя крупность, мм, хвостов обогащения руд: железных 0,03–0,66; молибденовых 0,095–0,3; полиметаллических 0,05–0,3. Отходы обогащения выдают в виде пульпы с соотношением Т:Ж от 1:20 до 1:30. Их необходимо обезвоживать, так как суммарное количество воды в 1 м³ закладки не превышает 400–500 л, много воды поступает со шлаком из мельницы, поэтому влажность заполнителя не должна превышать 15 %. Пульпу сгущают в гидроциклонах до 12–60 % твердого, в вакуум-фильтрах до влажности 17 %.

Хвосты обогащения были использованы в твердеющей закладке в 1970 г. на подземном Гайском руднике. Была заполнена одна камера вместимостью 7 тыс. м³. Испытания керны показали, что закладочный массив имел прочность не ниже, чем с природным песком.

Хвосты содержат некоторое количество флотореагентов: фенол, полиакриламид, ксантогенат и др. Содержание их до 100 % от обычного расхода на 9 % снижает прочность смеси на основе доменных граншлаков. В отвальных хвостах флотореагентов мало. Ксантогенат разлагается на улетучивающийся изобутиловый спирт и щелочь, которая способствует увеличению активности вяжущего. Наличие в некоторых хвостах СаО (до 11,5 %) также повышает активность вяжущего.

Пригодность отвальной породы для использования ее в качестве заполнителя устанавливается путем испытания ее на прочность, размягчение при увлажнении, наличие вредных примесей.

Наличие в отвальных породах склонных к самовозгоранию компонентов – пирита и органических соединений – не препятствует применению их в закладке вследствие незначительной газопроницаемости.

Металлургические шлаки. Большое количество граншлаков, например никелевых, медных и других, позволяет использовать их в закладке как заполнитель. По гранулометрическому составу шлаки близки к песку. Шлаки медеплавильного и никелевого производства характеризуются повышенной плотностью, их сложно транспортировать по трубопроводам, целесообразно применять в смеси с природным песком, содержащим большое количество глинистого материала, на сравнительно небольшое расстояние по горизонтали.

Отходы обогащения калийных солей включают галит, кальцит, полигалит, лайгбейнит, а также нерастворимый остаток (2–6 %). Содержание K_2O составляет 1–3 %. Крупность до 0,5 мм имеет 85–95 % материала. Влажность первоначальная 10–18 %, остаточная – 6–10 % (рассолоотдача 4–8 %). Плотность в массиве 1,6–1,8 т/м³, угол естественного откоса 40°, коэффициент фильтрации 0,1–0,3 м/сут.

Выход отходов, %, на Калушской фабрике (Прикарпатье): галита – 45, гипса – 4,5 и промытого ила – 30 (с Т:Ж=1:1), т. е. 80 % от объема добываемой руды.

Вяжущую активность калийных отходов повышают: магнезиальный цемент и каустический магнезит, негашеная известь отдельно или в смеси с хлористым кальцием, а также доменный гранулированный шлак, известняк, сульфат натрия, смесь золы и хлористого кальция.

Использование пластификаторов позволяет повысить транспортабельность, улучшить заполнение выработанного пространства вследствие меньшего угла растекания смеси. Наиболее эффективной, дешевой и доступной из них является глина, содержащаяся во многих природных песках. Глинистая фракция создает смазывающий слой на стенках трубопровода. Содержание глины ограничивается требованиями к прочности закладки. Этот пластификатор применяют на многих рудниках. Оптимальное количество глины 10–15 % от массы вяжущего.

Существенного улучшения реологического состояния смесей можно достичь в результате применения стандартных пластификаторов, выпускаемых серийно для промышленности стройматериалов.

Пластифицирующие добавки применяют для повышения текучести растворов, экономии цемента и придания искусственному камню большей прочности (за счет уменьшения водоцементного отношения). К этой группе относят сульфитно-дрожжевую бражку (СДБ), пластификатор адипиновый (ПАЩ-1), водорастворимый (ВРП-1) и др. Особо высокими пластифицирующими свойствами обладают суперпластификаторы С-3 и С-4.

К пластифицирующе-воздухововлекающим относят мылонафт (М1), нейтрализованный черный контакт (натриевый) (НЧК), этилосиликонат натрия (ГКЖ-Ю), омыленную растворимую смолу (ВЛХК) и др. Воздухововлекающие добавки – омыленный древесный пек (ЦНИПС-1), синтетическая поверхностно-активная добавка (СПБ), смола древесная омыленная (СДО) и др. Газообразующие добавки обеспечивают образование в массиве равномерно распределенных замкнутых пор и вводятся для повышения морозостойкости и водонепроницаемости бетона (ГКЖ-94, ПАК).

Ускорители твердения – это сульфат натрия (СН), нитрат натрия (НН), хлорид кальция (ХК).

Комплексные добавки – это их сочетания. Сочетание ускорителей с пластифицирующей добавкой позволяет нейтрализовать отрицательное влияние вторых на твердение смесей. Для составов с цементными вяжущими наиболее эффективны поверхностно-активные вещества (СДБ + СНБ, СДБ + ГКЖ-94) и электролит (СДБ + СН, СДБ + НН).

Эффективен карбонатный гидрофобизирующий пластификатор, состоящий из смеси тонкодисперсного известняка и мылонафта. Добавление молотого известняка с размером зерен меньше 0,085 мм в количестве 20–25 % повышает прочность цементного камня, позволяет сократить расход вяжущего. Продукты гидратации вяжущего и известняка, взаимодействуя между собой, улучшают прочностные свойства закладки. Количество мылонафта – не более 0,08 % от массы вяжущего.

Гидрофобизирующее поверхностно-активное вещество – сульфитно-спиртовая барда (ССБ) при дозировке 0,1–0,2 %.

В качестве пластифицирующей добавки применяют гидролизованную кремнийорганическую жидкость (ГКЖ-Ю) – свободный водно-спиртовой раствор этилсиликата натрия в количестве 0,05–1,0 %.

В качестве пластификаторов применяют суглинки и шламы обогатительных фабрик.

Активизаторы – это вещества, которые повышают гидравлическую активность вяжущего, способствуют разрыву гидратных пленок вокруг зерен активной фазы, усиливая процесс связывания воды и гидратов извести.

Известно большое количество таких добавок (портландцемент, цементная пыль, известь или другой, отщепляющий известь материал).

Портландцемент применяют для активации доменных, сталеплавильных и котельных шлаков, нефелиновых шламов. Один процент портландцемента повышает активность доменного гранулированного шлака на 10 %. Известь в таких же объемах эффективнее цемента. Процесс схватывания шлакопесчаной смеси, содержащей большое количество глины, значительно ускоряется после добавления 2–4 % строительного гипса. Перерасход гипса ухудшает качество смеси.

Добавка хлористого кальция CaCl_2 в количестве 2 % массы портландцемента или доменного гранулированного шлака увеличивает прочность смеси лишь в начальный период. Аналогичное влияние оказывает сернокислый натрий. Хлористое железо, введенное в смесь в размере 1–2 %, обеспечивает прирост прочности на 20–35 %.

Для никелевых шлаков лучшим активизатором является щелочь натрия (7–10 %), смесь соды (5 %) с известью (40 %), содощелочной плав.

Калийные отходы активизируют каустическим магнезитом (2 %), негашеной известью (2,5 %), смесью извести (1,5 %) и хлористого кальция (1,5 %). Начало схватывания 3–5 ч.

Замедлители схватывания. Схватывание цементов наступает спустя 1 ч после затворения их водой, что не всегда удовлетворяет технологии закладочных работ. Замедлителем схватывания являются глина, которая смещает начало схватывания до 4–5 ч, серная кислота, сернокислое железо, отходы обогащения калийных солей. В насыщенных соляных растворах значительно ослабляются вяжущие свойства цемента, шлака, золы и гипса.

Наполнители – тонкодисперсные вещества, добавление которых в цемент до 10 % не снижает его активности. На закладочных работах наполнители служат для снижения излишне высокой активности цемента до нормы, при этом увеличивается общее количество вяжущего без больших дополнительных затрат.

Вода для закладки

Рудничные воды нередко содержат значительное количество растворенных в них кислот или солей, агрессивных к бетону. Так, на медноколчеданных рудниках вода имеет сернокислую реакцию (показатель кислотности достигает 1). Наличие вредных примесей в воде отрицательно воздействует на бетон: происходит выщелачивание портландцемента. Исключение – шлаковые цементы, устойчивые к сернокислой агрессии при показателе кислотности <1 . Для бетонов применяют воду с показателем кислотности ≥ 4 , содержание сульфатов не должно превышать 2,7 г/л в пересчете на ионы SO_3 , а других солей – не более 5 г/л. Сточные воды с при-

месями растительных масел не пригодны для бетонных работ. Слегка щелочные воды не влияют на бетон, но ускоряют процесс схватывания. Мерой активной кислотности воды служит величина рН – водородный показатель, равный логарифму концентрации водородных ионов. Если $\text{pH} < 7$, то вода кислая, если > 7 , то щелочная. Для воды железорудных шахт $\text{pH} = 6\text{--}8$.

Наличие в шахтной воде свободной углекислоты до 15–20 мг/л и ее солей не опасно для цемента.

Смеси на основе шлаковых цементов, в которых свободная гидроокись кальция выделяется в небольшом количестве, а также содержащих некоторое количество трехкальциевого алюмината, устойчивы против агрессивного воздействия минерализованных вод. Аналогичным свойством обладают вяжущие из молотых шлаков, близкие по химическому составу к шлаковому цементу. Вода с кислой реакцией ($\text{pH} = 1$) не вызывает ослабления образцов смеси, а применение щелочной воды, в том числе содержащейся в хвостах обогащения гидроокиси кальция, даже ускоряет процесс твердения.

Глава 4 | **НОРМАТИВНАЯ ПРОЧНОСТЬ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА**

4.1. Напряженно-деформированное состояние массива вокруг камер первой очереди

Нормативная прочность – прочность, при которой возможно безопасное обнажение закладочного массива горной выработкой заданных размеров в принятые проектом сроки. Определяется расчетным способом и указывается в проектах на отработку выемочного участка с учетом обнажения: в боку очистной выработки в зависимости от высоты обнажения, в кровле очистной выработки в зависимости от ширины пролета выработки. По существу, это директивная прочность искусственного массива. Снижение фактической прочности ниже нормативной величины недопустимо по правилам безопасности, а превышение ее нежелательно по экономическим соображениям, так как сопровождается перерасходом цемента. Однако обеспечить строго постоянное качество закладочного массива технически невозможно вследствие непостоянства качества исходных материалов, включая цемент и песок, неизбежных отклонений в их дозировании для приготовления закладочной смеси, расслоения смеси в процессе ее размещения в выработанном пространстве, неравномерного распределения вяжущего, различных условий дренажа (вблизи перемычек и рудоспусков смесь прочнее).

Поэтому отклонение величины фактической прочности от нормативного (проектного) значения допускается лишь в большую сторону и может достигать различных значений в зависимости от конкретных условий.

Определение величины нормативной прочности искусственного массива имеет важное значение, однако в научной литературе нет надежных методов инженерного решения этой задачи.

Существенный вклад в исследования внесли А. Л. Требуков, Б. А. Вольхин, В. Н. Калмыков и др. Однако эта задача ввиду ее сложности еще не решена до конца. Здесь важное значение имеет использование современных знаний в области напряженно-деформированного состояния массива вокруг горных выработок.

В практике рудников прочность закладки изменяется в очень широких пределах: от 2–3 до 5–6 МПа и более в зависимости от глубины горных работ и принятой схемы разработки. Качество искусственного массива тесно связано с затратами на его возведение. Чем прочнее материал, тем он дороже. Это ограничивает область применения данной технологии. В ре-

шении поставленной задачи целесообразно рассматривать взаимодействие искусственного и естественного горного массивов и, учитывая опыт рудников и современные знания в области горного дела, определить направления в обосновании нормативной прочности искусственного массива.

Известно несколько гипотез, объясняющих интенсивность и характер проявления горного давления.

Наибольшее распространение получила гипотеза свода, которая математически обоснована М. М. Протодьяконовым. Горный массив рассматривается как материал, разбитый трещинами на отдельные куски, внешняя связь между которыми слабее, чем внутри них. При проведении выработки образуется свод давления, воспринимающий нагрузки от вышележащих пород. П. И. Цимбаревич рекомендовал увеличивать расчетную ширину выработки за счет возникающих в боках призм сползания, а К. Кегель считал, что свод разгрузки описывается кривой, соединяющей точки начала сдвижения пород каждого слоя.

Гипотеза деформаций, предусматривающая взаимодействие горного массива и крепи (закладки), выдвинута Р. Феннером, развита К. В. Руппел-нейтом и другими исследователями. Здесь используются методы механики сплошных сред (упругих, изотропных, анизотропных, упруго-пластических, упруго-вязких и др.).

В гипотезе балок (плит) слой породы рассматривается как балка с заделанными концами и равномерно нагруженная собственным весом. Наиболее полное развитие эта гипотеза получила в работах В. Д. Слесарева, который, используя теорию изгиба балок, предложил расчетные методы определения ширины камеры, толщины потолочины и др.

К недостаткам двух отмеченных гипотез относится неудовлетворительная основательность использования закона Гука, так как горные породы неоднородны, анизотропны, их деформации отличаются определенным своеобразием. Кровля состоит не из одного, а из нескольких слоев, которые могут иметь различные прочность и взаимосвязь.

Наличие тектонических напряжений может изменить схему распределения напряжений. Установлено, что горизонтальные напряжения иногда превышают вертикальные, которые в свою очередь оказываются в несколько раз выше гравитационных напряжений.

Фактическое распределение напряжений в горном и искусственном массивах вокруг выработок устанавливаются непосредственным измерением; используя методы разгрузки или моделирования деформации пород, можно определить также замерами в шахтных условиях или в процессе моделирования.

Характер и интенсивность проявления горного давления, а следовательно, и величина нормативной прочности во многом зависят от принятой

последовательности добычных работ в пределах выемочного участка, этажа, блока. При разработке месторождений камерными системами с монолитной закладкой горизонтальные и пологие месторождения, а также мощные месторождения неправильной формы целесообразно отрабатывать в две или три стадии. Первоначально между очистными камерами первой очереди оставляют такие же по размерам целики, которые извлекают во второй стадии. Нередко оставляют междублоковый (панельный) целик, который извлекают в третьей стадии. В рудах средней устойчивости при небольшой прочности искусственного массива между отрабатываемыми камерами оставляют два целика рудных или искусственных. В этом случае число стадий отработки блока (участка) возрастает до четырех, что увеличивает общую протяженность фронта добычных работ.

Месторождения крутого залегания обычно отрабатывают в две стадии: вначале камеры первой очереди, затем оставленные между ними целики (камеры второй очереди). Камеры нижележащего этажа располагают со смещением по отношению к верхним камерам, т. е. применяют шахматный порядок отработки. Целики основания камеры (блока) отрабатывают совместно с основными запасами или после них для сокращения общей продолжительности обнажения искусственного массива в кровле камеры.

При системах со слоевой выемкой и монолитной закладкой месторождение делят на секции, каждая из которых отрабатывается как самостоятельный участок. Как только расстояние между двумя секциями сократится до 100–150 м, приступают к отработке оставшегося целика. Отработку ведут от середины целика к его флангам, чтобы уменьшить влияние горного давления на добычные выработки.

Во всех случаях выработанное пространство сразу же после извлечения отбитой руды заполняют закладочным материалом.

В результате отработки камеры (слоя) происходят перераспределение напряжений в горном массиве и его деформации. В кровле и почве выработок создаются зоны пониженных напряжений, а у стенок – зоны концентрации напряжений (рис. 4.1). Задача о распределении напряжений вокруг горной выработки прямоугольного сечения более сложная в сравнении с выработкой круглого сечения. Здесь имеют значение соотношение сторон, форма кровли, закругления углов и др. В частности, придавая кровле сводчатую форму, как бы вырезают частично или полностью зону растягивающих напряжений. Увеличение высоты камер не увеличивает концентрацию напряжений вокруг нее, а даже уменьшает.

Вокруг одиночной камеры распределения напряжений наиболее близко соответствуют гипотезе свода, т. е. согласуются с принципами распределения усилий в сооружениях арочного типа.

Наибольшие напряжения концентрируются в опорах свода, т. е. вблизи стенок камеры, а породы кровли в пределах определенной зоны имеют лишь небольшие растягивающие напряжения, снижающиеся до нуля. У основания камеры образуется разгруженная от горного давления зона обратного свода. Не испытывают существенного давления также породы у стенок камеры, т. е. вблизи поверхностей их обнажения. При правильно выбранных параметрах очистная камера не обрушается, хотя горный массив вблизи поверхностей обнажения деформируется: кровля и стенки камер прогибаются в сторону свободного пространства до 10–20 см и более, что нетрудно установить инструментальными съемками. В отдельных случаях происходит поднятие почвы камеры, однако в целом отработанная камера находится в состоянии устойчивого равновесия.

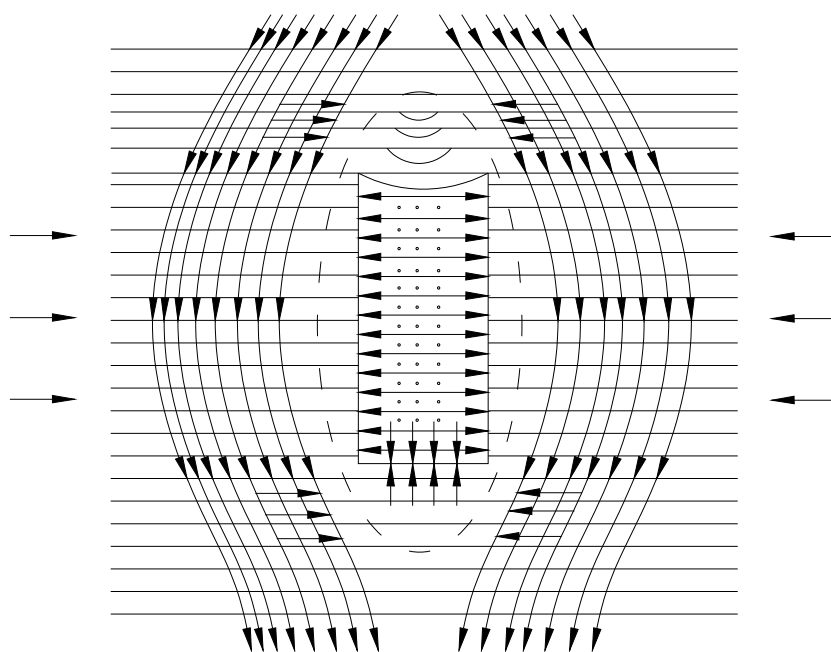


Рис. 4.1. Распределение напряжений вокруг одиночной очистной камеры

Величина рассмотренных деформаций возрастает со временем вследствие проявления ползучести горного массива и других факторов.

При групповом расположении камер ширина междукammerного целика часто принимается равной ширине камеры. Глубина распространения опорного давления может достигать двухкратного размера пролета камеры. Поэтому в междукammerном целике опорное давление смежных камер суммируется и обычно увеличивается вдвое по сравнению с одиночной камерой. Для повышения устойчивости междукammerных целиков их ширину увеличивают вдвое, т. е. действующие смежные камеры разделяют не одним, а фактически двумя целиками (рис. 4.2). При выемке камер второй

очереди, когда отрабатывают один из междукamerных целиков, второй целик будет испытывать подпор со стороны искусственного массива, возведенного в первичной камере, что повышает его несущую способность. Однако увеличение числа стадий отработки приводит к увеличению расстояния между отрабатываемой камерой и ближайшим рудным междукamerным целиком, что сопровождается повышением напряженного состояния кровли отрабатываемых камер второй и третьей очереди и ростом нагрузки на смежные искусственные целики и тем самым приводит к увеличению нормативной прочности.

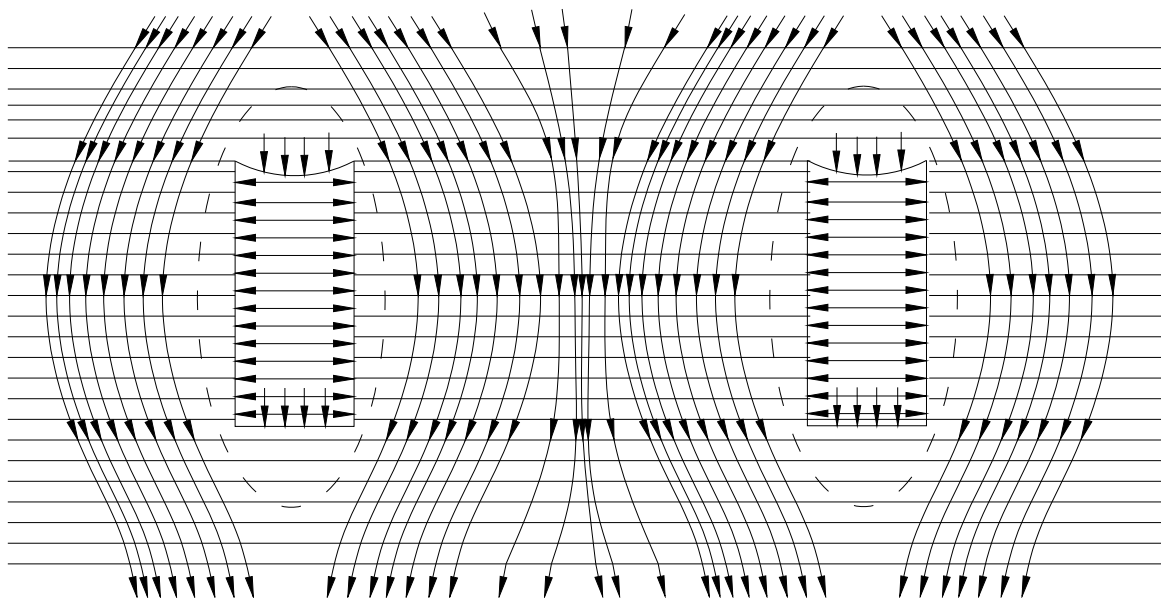


Рис. 4.2. Распределение напряжений вокруг двух смежных очистных камер

В результате выемки двух смежных и последующих камер напряжения $\sigma_{сж}$ в междукamerном целике достигают максимального значения, соответственно силе тяжести всего столба пород, поддерживаемых этим целиком:

$$\sigma_{сж} = S\gamma H/100, \quad (4.1)$$

где S – коэффициент, учитывающий отношение площади поддерживаемой целиком кровли к площади целика (если ширина камеры равна ширине ленточного целика, то $S = 2$).

При ленточных целиках напряжения

$$\sigma_{сж} = \frac{b+a}{b} \cdot \frac{\gamma H}{100}, \quad (4.2)$$

где a – ширина камеры, м; b – ширина целика, м.

В формулах (4.1), (4.2) и им подобных γ – плотность пород, т/м³; H – глубина разработки, м; 100 – размерный (т/Н) переводной коэффициент из системы МКГСС в СИ при исчислении напряжений в мегапаскалях.

Если целики расположены вблизи сплошного горного массива, то напряжения в них несколько меньше максимально возможных (в среднем на 10 %). Следовательно, площадь подработки не оказывает существенного влияния на величину напряжений в рудных целиках. Это естественно, так как рудный целик до выемки смежных камер постоянно находится в напряженном состоянии. Увеличение напряжений в два раза, происходящее при выемке смежных камер, не вызывает существенных деформаций целика, представленного материалом высокой прочности, поэтому здесь почти не проявляется защитное влияние нетронутого горного массива.

Увеличение высоты целиков от 40 до 160 м не вызывает существенного изменения напряжений в них. По мнению проф. С. Г. Борисенко, в целиках высотой от 250 м и шириной 15–20 м продольного изгиба не возникает.

Если ширина целиков больше их высоты, прочность целиков возрастает за счет сил трения и сцепления в контактных зонах почвы и кровли, а также из-за проявления условий объемного сжатия.

Разработку крутых месторождений камерной системой с последующей закладкой осуществляют в две стадии. Первоначально извлекают запасы из камер и в каждой возводят искусственный целик. Между камерами по простиранию оставляют такой же длины или большего размера междукамерный целик. Его извлекают во второй стадии с последующей монолитной или комбинированной закладкой. Каких-либо других рудных целиков (в кровле, основании камеры) не оставляют.

Напряженно-деформированное состояние горного массива вокруг одиночной камеры здесь характеризуется смещением в сторону выработанного пространства пород висячей и лежачей сторон на 15–25 см и более, в зависимости от размера камеры, свойств пород и других факторов. Опорное давление также концентрируется в пределах зоны камер второй очереди. Поскольку камеры второй очереди имеют значительную длину, опорное давление в них имеет меньшую величину, чем в рассмотренном выше случае нагружения междукамерных целиков. Здесь над камерой первой очереди также образуется зона разгрузки, ограниченная сводом естественного равновесия пород. В пределах этой зоны действуют растягивающие напряжения, вызванные массой пород, заключенных в своде. Наиболее полное распределение напряжений исследовано в работах проф. С. Г. Борисенко, в которых разработан метод расчета на прочность междукамерных целиков. Отсутствие междуэтажных рудных целиков при системах с твердеющей закладкой обуславливает концентрацию напряжений только

в массиве камер второй очереди. Значительные размеры междукamerных целиков при небольшой их толщине (выемочной мощности) повышают их несущую способность, как это отмечено выше.

Имеется решение задачи расчета на прочность целиков при разработке крутых месторождений приближенными методами строительной механики и сопротивления материалов.

Натурными наблюдениями и исследованиями на моделях из эквивалентных материалов и оптически активных материалов, нагруженных в центрифуге, установлено, что под действием деформирующихся пород висячей стороны возникает опорное давление, которое через междукamerный целик передается на породы лежащей стороны, как бы вдавливая в них рудный целик. Над камерой формируется зона разгрузки, ограниченная сводом естественного равновесия.

При отработке двух и более смежных по простиранию камер можно предположить, что нагрузка на междукamerный целик создается призмой сдвижения пород висячей стороны. На призму сдвижения действует сила тяжести пород, заключенных в «клине», $R_{кл}$, вес призмы сползания Q , сила $R_{в.п}$ со стороны пород висячей стороны и реакция междукamerного целика P (рис. 4.3). Силы $R_{кл}$ и $R_{в.п}$ отклонены от нормали под углом внутреннего трения φ , так как по поверхностям призмы сдвижения действуют силы трения. С целью упрощения расчетов принимаются допущения, что сила направлена параллельно боковым поверхностям призмы, ее криволинейные очертания заменены прямолинейными, что не оказывает существенного влияния на точность расчета.

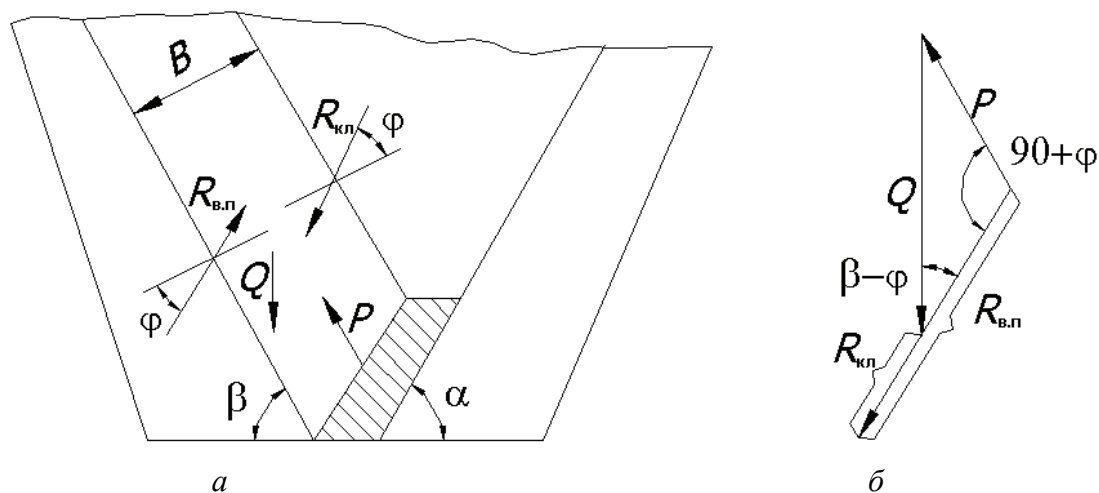


Рис. 4.3. Схема сил, действующих на призму сползания пород висячего бока (а), и план сил (б)

После построения плана сил реакция целика в расчете на единицу его длины по простиранию

$$P = \frac{Q \cdot \sin(\beta - \varphi)}{\cos \varphi}, \quad (4.3)$$

где β – угол сдвижения пород.

Нагрузка на междуканнерный целик равна величине реакций, умноженной на сумму ширины целика a и канеры b (рис. 4.4). Сечение целика равно произведению его ширины и высоты призмы сдвижения B .

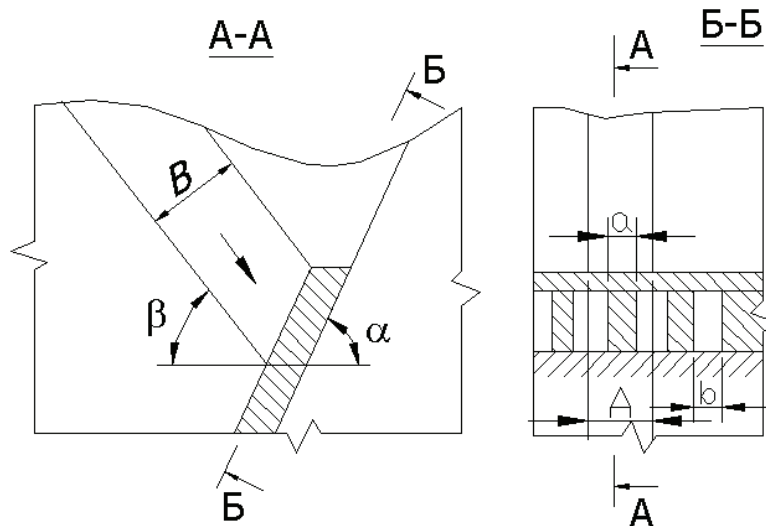


Рис. 4.4. Расчетная схема к определению ширины междуканнерных целиков

Целик будет достаточно прочным, если напряжения сжатия, возникающие в целике, будут равны допустимым напряжениям, т. е.

$$\sigma_{сж} = P(a + b)/aB. \quad (4.4)$$

Этот метод с учетом соответствующей величины коэффициента запаса дает довольно надежные результаты.

4.2. Взаимодействие рудных и искусственных целиков

Рудные и искусственные целики при совместном их размещении оказывают взаимное влияние на несущую способность, что необходимо учитывать при определении величины нормативной прочности монолитной закладки. Их взаимодействие изучали Л. М. Костюченко, А. Л. Требуков, В. Н. Калмыков и многие другие.

Степень влияния целиков зависит от состояния закладочного материала, его физико-механических свойств.

Известно, что в результате длительного нагружения напряжения и деформации в рудных и искусственных целиках изменяются по своему численному значению. Здесь проявляется процесс непрерывной пластической деформации материала или ползучести пород и закладки, а также процесс изменения напряжений во времени при неизменной деформации – релаксации напряжений.

Ползучесть материала учитывается при определении величины длительной прочности. Релаксация, или выравнивание, напряжений описывается формулой

$$\sigma = \sigma_0 C^{\frac{t}{T}} = \sigma_0 \exp\left(-\frac{t}{T}\right), \quad (4.5)$$

где σ_0 – первичное напряжение, МПа; t – продолжительность релаксации; T – время, характеризующее быстроту релаксации.

Заполнение выработанного пространства закладочным материалом для возведения искусственного массива оказывает механическое воздействие на окружающий горный массив. Характер возведения во многом определяется состоянием закладочного материала. Первоначально закладочный материал представляет собой пластичный (жидкий) вяжущий раствор, частицы которого в течение 2–6 ч цементируются между собой и с вмещающим горным массивом. Затем в течение длительного времени материал твердеет, достигая к трех- или шестимесячному возрасту величины нормативной прочности, которая чаще всего находится в пределах от 2 до 5 МПа. На этом этапе увеличение прочности материала не останавливается, оно продолжается длительное время, исчисляемое десятками лет, но его в расчет обычно не принимают.

Пластичный раствор оказывает давление на боковые стенки и основание добычной камеры, которое распределяется по гидростатическому закону и составляет

$$\sigma_{ст} = \gamma_0 h / 100, \quad (4.6)$$

где γ_0 – плотность закладочного материала, т/м³; h – высота заполнения закладочным материалом камеры, м; 100 – переводной коэффициент.

Таким образом, уже на первой стадии формирования закладочный материал оказывает боковое давление на междуканальные целики, что повышает их прочность.

По мере твердения закладочного материала возрастают силы реакции боковому давлению междуканальных целиков, которые усиливаются со временем вследствие проявления ползучести горного массива. Необходимо отметить, что закладочный массив в этот период еще не воспринимает

внешней нагрузки вследствие устойчивости потолочины и наличия в верхней части камеры свободного пространства от недозакладки или усадки закладочного материала. Горизонтальная составляющая от силы тяжести искусственного массива пропорциональна коэффициенту бокового отпора, высоте и плотности закладки.

Процесс твердения закладочного материала сопровождается выделением тепла, которое, аккумулируясь в искусственном массиве, вызывает повышение температуры массива до 60–80 °С. В результате в искусственном массиве, а отчасти и во вмещающем горном массиве, возникают напряжения температурного характера. Искусственный массив стремится увеличить свои линейные размеры, создавая дополнительное давление на боковые породы (руды) и основание блока. Напряжения, МПа теплового происхождения

$$\sigma_t = 0,1 \cdot \omega \cdot \Delta t \cdot E, \quad (4.7)$$

где ω – коэффициент линейного теплового расширения закладочного материала; Δt – приrost температуры, °С.

Температурные напряжения могут достигать значительной величины. Так, если принять $\omega = 12,6 \cdot 10^{-5}$; $E = 2,8 \cdot 10^3$; $\Delta t = 40$ °С, то $\sigma_t = 1,41$ МПа, т. е. температурные напряжения иногда превышают предел прочности закладочного материала на одноосное сжатие. При этом искусственный массив не разрушается, так как подвергается объемному сжатию, а его поры полностью заполнены водой (со временем вода испаряется и поры заполняются газом). Продолжительность существования температурных напряжений в закладочных массивах большого объема (10–12 тыс. м³ и более) иногда исчисляется несколькими месяцами. Наиболее высокая температура отмечается через 8–15 сут после заполнения камеры закладочным материалом.

В период отработки смежных камер и после заполнения их закладочным материалом нагрузка от массы вышележащего горного массива передается на рудный междукammerный целик и смежный горный массив. Закладочный материал внешней вертикальной нагрузки не воспринимает из-за частичной недозакладки и меньшего модуля упругости. Наличие искусственных массивов вокруг рудного целика повышает его прочность. Степень упрочнения зависит от ширины и прочности искусственного массива. Ориентировочно степень упрочнения рудных целиков закладкой можно определить по величине допустимых напряжений в вертикальной плоскости при заполненной закладочным материалом камере σ'_z и при свободной камере σ_z , т. е. коэффициент упрочнения

$$K_{\text{упр}} = \sigma'_z / \sigma_z. \quad (4.8)$$

Под действием вертикальной нагрузки рудный целик деформируется в направлении осей z и x , что вызывает боковое давление на искусственный целик, который, оказывая сопротивление, упрочняет рудный целик. Пользуясь паспортом прочности, можно определить значение σ_z и σ'_z , тогда

$$K_{\text{упр}} = \frac{\sigma_y (1 + \sin \varphi)}{\sigma_{\text{сж}} (1 - \sin \varphi)} + 1, \quad (4.9)$$

где σ_y – напряжения в целике по оси y ; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности рудного массива на сжатие; φ – угол внутреннего трения руды.

Таким образом, решение задачи сводится к определению σ_y . Для этого рассмотрим процесс разрушения рудного целика, находящегося в окружении искусственного массива. По прочности закладочный материал обычно уступает рудному массиву. Нагружение рудного целика до определенной величины вызывает его деформацию, проявление сдвижений по линиям скольжения. Предельное напряжение рудного целика σ_y можно определить по максимальному сопротивлению закладочного массива боковому отпору, используя теорию предельного равновесия.

Этому сдвигению противодействует закладочный материал. В первый период величина противодействия определяется массой закладочного материала, поэтому возникающие напряжения

$$\sigma'_y = P_3 \cos \omega, \quad (4.10)$$

где P_3 – давление закладочного материала на рудный целик; ω – угол трения на контакте закладочного материала с рудным целиком.

После схватывания материала и в период его дальнейшего твердения возникают температурные напряжения σ''_y , которые усиливают общее противодействие рудному целику, повышая его прочность, т. е.

$$\sigma_y = \sigma'_y + \sigma''_y. \quad (4.11)$$

Напряжения σ''_y являются переменной величиной, зависящей от уровня температуры закладочного массива, и действуют лишь в течение нескольких месяцев, что необходимо учитывать при планировании порядка выемки запасов руды из камер различных очередей.

Заполнение выработанного пространства сыпучим или твердеющим материалом небольшой прочности повышает несущую способность межкамерных целиков в полтора – два раза.

По мере дальнейшего твердения искусственного массива возрастает его способность к сопротивлению деформациям рудного целика, т. е. усло-

вия нагружения рудного целика приближаются к условиям всестороннего сжатия в такой же степени, как прочность искусственного массива приближается к прочности рудного целика. Зависимость напряжений в рудном σ_p и искусственном σ_3 целиках можно представить через их модули упругости:

$$\sigma_p = \sigma_3 E_p / E_3. \quad (4.12)$$

Характер разрушения рудных целиков изменяется. В целиках между заложеным сыпучим материалом или твердеющей смесью небольшой прочности вместо пирамиды разрушения первоначально проявляются продольные трещины, разделяющие целик на самостоятельные части, которые затем разрушаются. Возникновение таких трещин обусловлено недостаточным сопротивлением закладочного материала, особенно в верхней части камеры, что приводит к раскалыванию целика. При монолитной закладке высокой прочности материал рудного целика под действием горного давления постепенно уплотняется за счет объема трещин и пор, а несущая способность может возрастать практически беспредельно. В условиях объемного сжатия имеет значение деформация целиков, точнее, степень их сжатия, а не прочность, хотя последняя оказывает влияние на компрессионные свойства материала.

4.3. Напряженно-деформированное состояние массивов вокруг камер второй и последующих очередей

Отработка рудных междукамерных целиков (камер второй и последующих очередей) вызывает новое распределение сил горного давления, изменяет воздействие искусственного массива на окружающую среду. Сущность этого сложного процесса заключается в передаче нагрузок с рудных целиков на искусственные опоры. Технология разработки включает два варианта: камера второй очереди пустая или заполнена закладочным материалом.

Если монолитная закладка, возведенная в камере первой очереди – обособленная опора, имеющая открытые поверхности по обеим сторонам, т. е. искусственный целик, то напряженно-деформированное состояние системы представляет собой вид, изображенный на рис. 4.5. По мере выемки рудного целика породы кровли, прогибаясь, опускаются на смежные искусственные массивы, которые в этот момент впервые начинают воспринимать вертикальную внешнюю нагрузку. Породы кровли в результате

прогиба расслаиваются. Величина расслоения снижается по мере удаления от свободного пространства камеры. Над очистной камерой второй очереди образуется сводообразная зона разгрузки, а еще выше – вторая зона разгрузки вследствие прогиба пород кровли над искусственными целиками, вызванного наличием свободного пространства между закладочным материалом и кровлей, а также деформацией искусственного целика (усадкой под нагрузкой). Напряжения, действующие в вертикальной плоскости, вызванные массой основной толщи вышележащих пород (выше зоны разгрузки), перераспределяются на смежные рудные междуканнерные целики, которые находились в распоре с горным массивом в верхней и нижней частях, увеличивающемся по мере выемки очистных камер. Повышение концентрации напряжений в рудных целиках обычно не оказывает вредного воздействия, так как они находятся в условиях, близких к объемному сжатию. Иногда, при невысокой крепости руды сравнительно большой площади подработки, в рудных целиках под воздействием высокого опорного давления появляются первые признаки процесса их разрушения, затрудняющие последующую отработку. Для частичной разгрузки рудных целиков следует ускорить передачу нагрузок на искусственные опоры путем ослабления верхней части рудных целиков проведением продольной выработки или взрывания нескольких параллельных скважин.

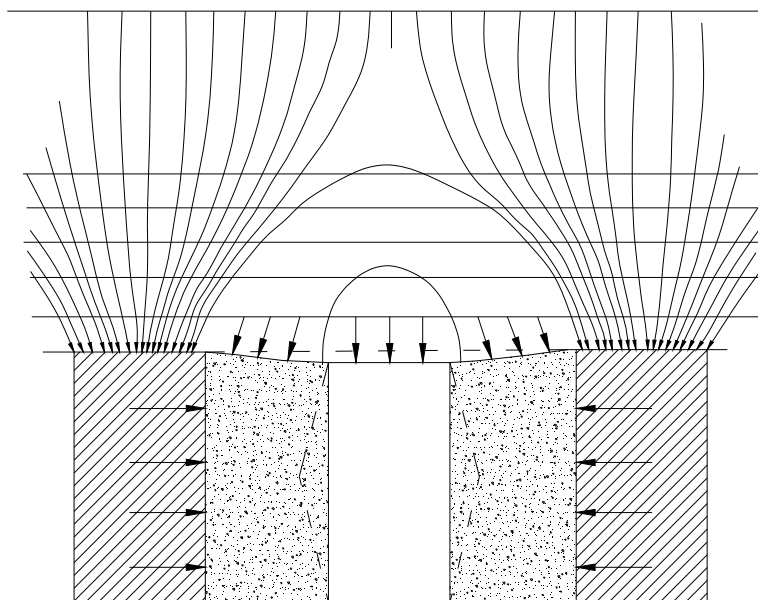


Рис. 4.5. Перераспределение сил на искусственные целики с увеличением размера подработки

Искусственные массивы испытывают при этом нагрузки двух видов: вертикальную от массы деформированных пород, заключенных в пределах свода разгрузки, и боковой распор со стороны рудных целиков. Оба вида

нагрузок имеют незначительные величины и не требуют применения закладочного материала большой прочности.

Выемка второго и последующих междукамерных целиков вызывает дальнейшее изменение напряженно-деформированного состояния горного и искусственного массивов. Над каждой камерой второй и последующих очередей образуется местная зона смещения пород, размеры и формы которой не зависят от общего числа отработанных камер в этаже (панели). Одновременно увеличиваются размеры общего свода сдвижения пород, опирающегося на фланговые междукамерные целики. Высота этого свода возрастает по мере увеличения общего пролета сплошной подработки и достигает земной поверхности. Напряжения в искусственном массиве достигают значения, определяемого величиной силы тяжести столба пород. Первоначальные граничные точки расслоения пород в зоне сдвижения располагаются вблизи прямой линии, проведенной под углом $\alpha = 45 + \varphi/2$, где φ – угол внутреннего трения пород, градус.

Как только зона сдвижения пород достигнет земной поверхности, что наблюдается при достаточно большом пролете подработки, угол α становится равным углу сдвижения пород.

Следовательно, по мере сплошной отработки камер второй очереди одним очистным забоем над отработанным пространством возникает зона разгрузки пород, за пределами которой основания свода опираются с одной стороны на ближайший рудный целик, с другой – на сплошной искусственный массив (рис. 4.6). Обе зоны опорного давления размещаются на участках, в которых материал опор находится в условиях всестороннего сжатия, т. е. способен воспринимать повышенные нагрузки. Искусственные целики, граничащие с отрабатываемой очистной камерой, испытывают сравнительно небольшие напряжения, так как они не всегда в этот период соприкасаются с кровлей, обладают высокими компрессионными свойствами и могут деформироваться в сторону открытого пространства. Для их нагружения необходимо, чтобы породы кровли опустились на них, т. е. сдвинулись на величину, равную сумме высот недозакладки и компрессионного сжатия. А этому препятствуют ближайший рудный целик и сплошной искусственный массив.

Изменением ширины разгруженной зоны можно регулировать величину опорного давления и нагружения в пограничных искусственных целиках, применять для их возведения закладочный материал небольшой прочности. Следовательно, целесообразен сплошной последовательный порядок выемки междукамерных целиков, обеспечивающий возможность сократить до минимума нормативную прочность монолитной закладки. Выработанное пространство следует заполнять закладочным материалом сразу же после выпуска руды, сокращая до предела период простоя камеры в открытом состоянии.

На большинстве рудников выемку камерных запасов осуществляют таким образом, чтобы между ними оставалось два целика (рудных или искусственных). В результате при выемке камер третьей очереди ширина зоны разгрузки увеличивается на 10–15 м (на ширину одной камеры), что приводит к еще большему увеличению опорного давления, но повышает устойчивость целиков к динамическим нагрузкам, возникающим при взрывной отбойке руды. Это имеет значение, когда масса одновременного взрываемого заряда достигает 1–1,5 т (в расчете на одно замедление), а общая масса взрывчатого вещества (ВВ), расходуемого на отбойку одного слоя руды, – 4–5 т.

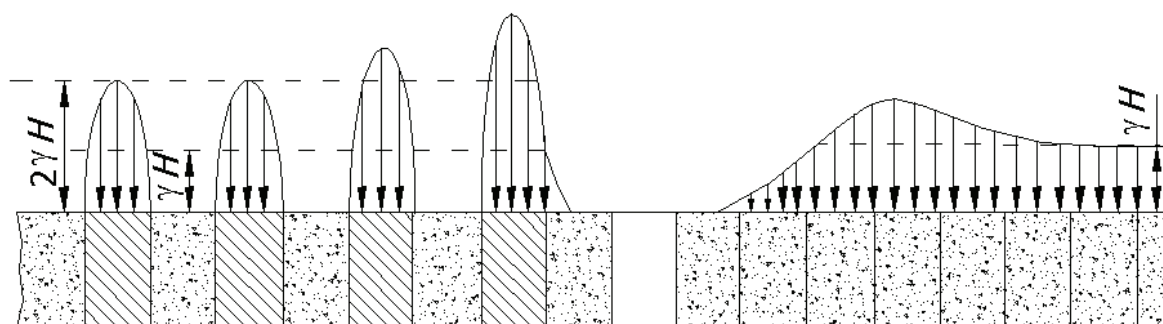


Рис. 4.6. Распределение напряжений вблизи зоны очистной выемки

Нередко допускается отработка участков в четыре стадии. Завершающим этапом является выемка междублоковых или панельных (продольных) целиков. В них концентрируются особенно высокие напряжения. В устойчивых породах кровли между панельными целиками возникает зона разгрузки. Опорное давление сосредоточивается в панельных целиках, а искусственный массив, расположенный между ними, оказывается свободным от внешней нагрузки или нагруженным весьма умеренно. В таких условиях также можно использовать закладочный материал невысокой прочности.

Месторождения крутого залегания отрабатывают в две стадии, располагая камеры в шахматном порядке. Первоначально создают камеры, необходимые для возведения искусственных целиков. Их длина обычно принимается равной длине основных камер исходя из технологических соображений – применения одной системы разработки. Если используют закладочный материал высокой прочности, то размеры искусственных целиков сокращают, при этом во вторичных камерах допустимо применение низкомарочной закладки.

Изменение напряженно-деформированного состояния горного массива вокруг очистных камер также зависит от принятого порядка отработки запасов. Здесь первоначально в результате выемки камер первой очереди

формируется зона смещения пород всячего бока. Опорное давление проявляется на участках камер второй очереди. Закладочный материал в камерах первой очереди в начальный период не нагружен вообще, а затем по мере твердения смеси и проявления ползучести пород в нем возникают напряжения, вызванные массой сдвигающихся в сторону искусственного массива пород всячего бока. В результате увеличивается высота свода естественного равновесия.

Вторая (последняя) стадия отработки – это выемка запасов междукamerных целиков при последовательном порядке ведения горных работ одним очистным забоем на участке этажа, которая осуществляется под защитой свода повышенных напряжений, расположенного за зоной разгрузки. Поэтому примыкающие к очистной камере участки искусственных массивов не будут испытывать высокого горного давления. По мере увеличения площади подработки свод сдвижения пород всячего бока увеличивается, достигает земной поверхности и формируется в призму сползания. В этот момент на искусственный массив передается нагрузка от массы всех вышележащих пород.

Допустим и другой порядок выемки междукamerных целиков – одновременно несколькими очистными забоями (камерами). По мере выемки рудного целика опорное давление перемещается на смежные искусственные целики, которые имеют значительные размеры по падению и простиранию (50×50 м и более) при небольшой мощности. Мощность можно рассматривать как высоту целика, воспринимающего частично или полностью нагрузки пород всячего бока. Центральная часть искусственного целика испытывает объемное сжатие и является основным ядром, обладающим повышенной несущей способностью. Участки искусственного целика вблизи поверхностей обнажения прогибаются в сторону свободного пространства, поэтому испытывают сравнительно небольшое напряжение, величина которого возрастает к середине массива.

В итоге можно заключить, что в определении нормативной прочности монолитной закладки необходимо учитывать два вида напряженно-деформированного состояния горного и искусственного массивов.

Первоначальное напряженно-деформированное состояние, имеющее место на фронте очистной выемки, т. е. когда очистная камера находится под защитой рудного массива (целика) и смежные искусственные массивы воспринимают нагрузку лишь от массы пород, заключенных внутри свода естественного равновесия.

Окончательное напряженно-деформированное состояние, свойственное участкам, удаленным от разгружающего влияния рудных целиков, где на искусственный массив воздействует весь столб пород до поверхности.

Порядок отработки очистных камер в пределах этажа, панели и всего месторождения следует принимать таким, чтобы на участках производства добычных работ имел место первый вид напряженно-деформированного состояния. Важное значение здесь имеет интенсивность очистных работ, скорость подвигания фронта очистной выемки камер, особенно последней очереди, обеспечивающая снижение отрицательного влияния фактора длительного времени.

Учитывая все эти закономерности, можно избежать применения материала высокой прочности, повысить качество методов инженерных расчетов искусственных целиков и массивов, улучшить процесс управления горным давлением.

4.4. Нормативная прочность закладочного материала для пологих месторождений

Нормативную прочность устанавливают в зависимости от горнотехнических условий, для которых предназначена монолитная закладка. Эти условия подразделяются на три типа:

- сплошной искусственный массив на участке постоянного (установившегося) горного давления;
- искусственные целики (опоры из закладки) также в зоне постоянного горного давления;
- искусственные целики, граничащие с отрабатываемыми камерами последних очередей, т. е. находящиеся во фронтальной зоне отработки последних рудных целиков.

Этот участок характеризуется постепенным нарастанием напряжений и деформаций в окружающем очистную камеру массиве, точнее — в зоне разгрузки, за пределами которой проявляется опорное давление.

Для первых двух типовых условий обоснование нормативной прочности производится с помощью инженерных расчетов, характеризующихся довольно высокой надежностью. Относительно третьего типа можно сказать, что эта задача имеет лишь приближенное решение. Основную сложность представляет собой определение величины нагрузки от массы пород кровли, которая воспринимается искусственными целиками, или определение высоты свода, который очерчивает границы расслоения горного массива.

Существует несколько методов расчета нормативной прочности.

1-й метод. Сплошной искусственный массив, нагруженный всей массой пород до земной поверхности, находится в условиях всестороннего

сжатия. Величина внешней нагрузки является постоянной и связана с γH . Материал закладки не имеет обнаженных поверхностей, он не может перемещаться в свободное выработанное пространство, т. е. здесь исключены поперечные деформации. По мере роста горного давления закладочный материал деформируется в продольной оси, уплотняется за счет уменьшения объема пор. Первоначальная структура материала может даже разрушаться, но сопротивление закладки сжатию возрастает по мере увеличения нагрузки. Для таких условий монолитную закладку рассчитывают по величине допустимого сдвижения земной поверхности на подрабатываемых участках. Здесь критерием качества искусственного массива являются его компрессионные свойства, а не предел прочности. Разумеется, что чем прочнее материал, тем ниже его компрессионные свойства. Однако для закладочных работ можно подобрать смеси с низкими компрессионными свойствами, но небольшой прочности или даже находящиеся в сыпучем состоянии. Для этого подбирают такую смесь фракций различной крупности, чтобы ее пустотность оказалась минимальной. Пустоты в сыпучем материале можно заполнить глинистыми или илистыми частицами, применяя метод тампонирувания, что также снизит сжимаемость материала.

Таким образом, сплошные искусственные массивы рассчитывают по допустимым деформациям в зависимости от величины допустимых смещений и деформаций земной поверхности.

2-й метод. Искусственные целики, находящиеся в зоне постоянного горного давления, рассчитывают как колонны на одноосное сжатие. Нормативная прочность, МПа, монолитной закладки по условию устойчивости

$$\sigma_n = K_3 \frac{\gamma H + \gamma_0 h_0}{100} K_T K_{\Pi} K_B, \quad (4.13)$$

где $K_3 = 1,3-1,5$ – коэффициент запаса; γ_0 и γ – соответственно плотность горного и искусственного массивов, т/м³; H и h_0 – высота столба пород до поверхности и искусственного целика, м; K_T – технологический коэффициент; K_{Π} – коэффициент, учитывающий соотношение площади кровли, поддерживаемой одним целиком, к площади целика; K_B – коэффициент, учитывающий фактор времени, при длительном нагружении $K_B = 0,5-0,7$; 100 – см. (4.1), (4.2).

В свою очередь технологический коэффициент

$$K_T = 1/K_1 K_2 K_3 K_{\Phi}, \quad (4.14)$$

где $K_1 = 0,7$ – коэффициент, учитывающий отрицательное влияние взрывных работ на прочность монолитной закладки; $K_2 = 0,9$ – коэффициент, учитывающий неоднородность состава закладки; $K_3 = 1,4$ – коэффициент, учитывающий увеличение прочности закладки в шахтных условиях за счет

фильтрации воды в окружающий массив и уплотнения под действием силы собственной тяжести; K_ϕ – коэффициент формы; если $b \geq h_0$, то $K_\phi = \sqrt{b/h_0}$, при $b \leq h_0$, $K_\phi = (0,4-0,6)b/h_0$ (b – ширина искусственного целика, м).

По данным проф. С. Г. Борисенко, если высота целика в 1,5–3 раза превышает его ширину, то прочность его остается неизменной, поэтому K_ϕ можно не учитывать. В формуле все составляющие можно определить с высокой степенью надежности, кроме коэффициента неоднородности состава смеси, слагающей искусственный целик. Нередко этот показатель колеблется в очень широких пределах, что зависит от качества закладочных работ, а конкретнее, от точности дозирования исходных компонентов.

3-й метод. Искусственные целики, находящиеся в зоне очистных работ в пределах защитного влияния рудных целиков или горного массива, рассчитываются на нагрузки, возникающие от смещения пород внутри свода естественного равновесия. Задача сводится к определению высоты свода разгрузки в конкретных условиях, численное значение которой меньше γH . Точных методов решения поставленной задачи еще нет, несмотря на многочисленные попытки их изыскания.

Профессор, доктор технических наук С. Г. Борисенко [116] приводит метод вычисления свода естественного равновесия, образующегося в кровле камеры, если она обрушается. Высота зоны с растягивающими напряжениями установлена с помощью метода фотоупругости с учетом пролета камеры (рис. 4.7) и концентрации напряжений по мере удаления от кровли (рис. 4.8). На основании рис. 4.8 определена высота свода при различных пролетах кровли в зависимости от допускаемого коэффициента концентрации растягивающих напряжений (табл. 4.1).

Если принять разрушающее напряжение на растяжение равным 3 000 Па, запас прочности 2, глубину разработки 600 м, плотность пород 2,5 т/м³, то допускаемый коэффициент концентрации напряжения

$$\frac{[\sigma_{\text{рас}}]}{0,1 \cdot 2 \gamma H} = \frac{3\,000}{0,1 \cdot 2 \cdot 2\,500 \cdot 600} = 0,01.$$

В таких условиях при пролете камеры 50 м высота свода составляет около 8 м (см. рис. 4.8).

Существует другой метод определения высоты и площади сечения свода – в зависимости от величины угла сдвижения пород и ширины пролета камеры. Угол сдвижения пород α достаточно надежно установлен теоретически, а также многочисленными инструментальными съемками границ сдвижения подрабатываемых пород. В среднем

$$\alpha = 45^\circ + \varphi/2, \quad (4.15)$$

где φ – угол внутреннего трения пород, град.

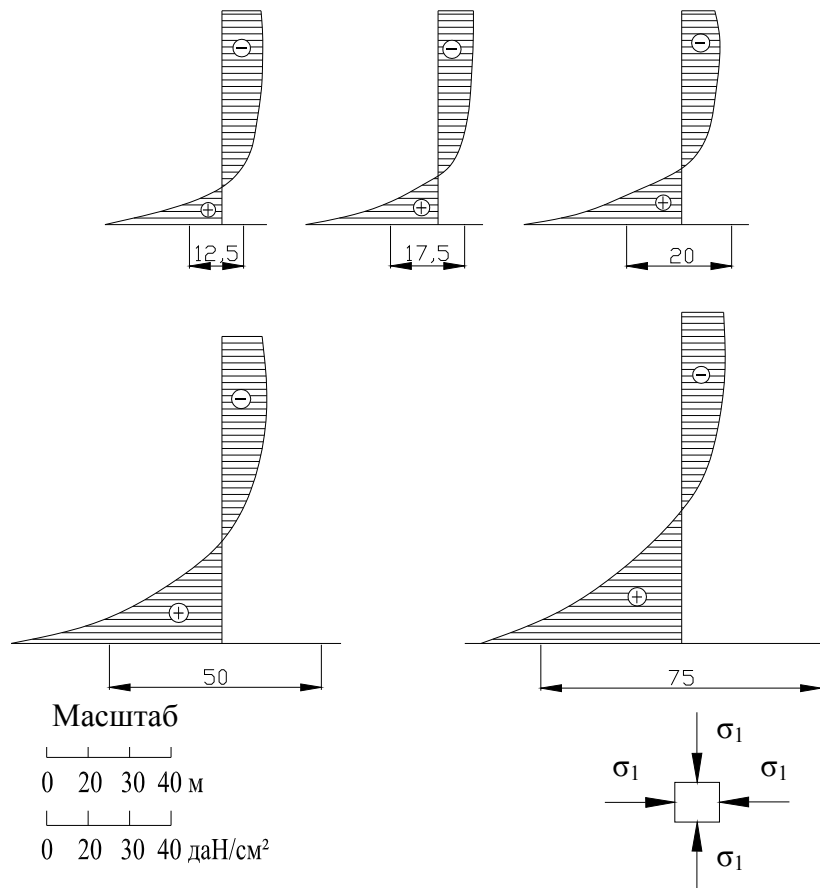


Рис. 4.7. Эпюры напряжений σ_2 в кровле камер с различными пролетами кровли при коэффициенте бокового распора 0,2

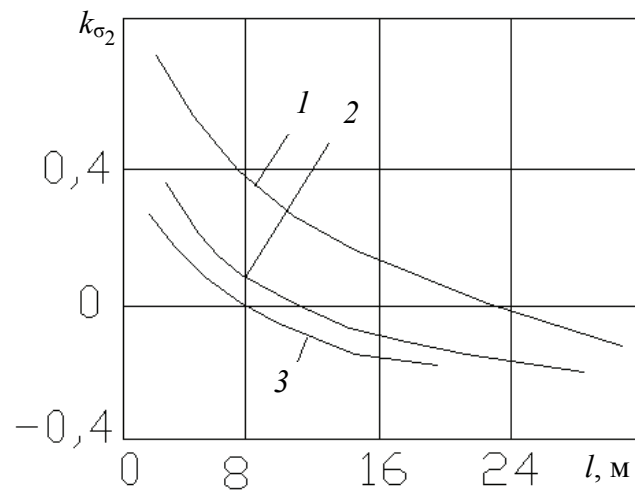


Рис. 4.8. Концентрация напряжений $k\sigma_2$ по вертикальной оси камер на различных расстояниях l от контура при пролетах кровли 50 (1), 25 (2), 12,5 (3) м

Таблица 4.1

**Зависимость коэффициента концентрации напряжений
от величины пролета (по С. Г. Борисенко)**

Допускаемый коэффициент концентрации растягивающих напряжений	Пролет, м										
	6	8	10	12	16	20	24	30	36	42	48
0,01	0,4	0,9	1,4	2,0	3,5	4,7	6,6	8,7	10,8	12,9	15
0,02	0,2	0,6	1,0	1,5	2,7	3,8	5,0	6,5	8,2	9,9	11,6
0,03	–	0,4	0,8	1,0	2,0	2,9	3,8	5,2	6,5	7,8	9,0
0,04	–	0,2	0,2	0,8	1,2	2,0	2,8	3,8	4,8	5,8	6,8
0,05	–	–	–	0,2	0,6	1,4	2,0	2,6	3,4	4,2	5,0
0,06	–	–	–	–	0,2	0,8	1,2	1,6	2,2	2,8	3,4
0,07	–	–	–	–	–	0,4	0,6	0,8	1,2	1,6	2,0
0,08	–	–	–	–	–	–	–	0,2	0,4	0,6	0,8

Высота свода

$$h_c = 0,5 \cdot l \cdot \operatorname{tg} (45^\circ + \varphi/2), \quad (4.16)$$

где l – пролет свода, м.

Однако расчет высоты выполнен для определения высоты треугольника, а не свода, поэтому для коррекции результата необходимо ввести коэффициент $K_c = 0,5$, величина которого установлена графическим методом. В окончательном виде

$$h_c = 0,5 \cdot l \cdot K_c \cdot \operatorname{tg} (45^\circ + \varphi/2). \quad (4.17)$$

Если принять $\varphi = 25^\circ$, $l = 50$ м, тогда $\operatorname{tg} \alpha = 1,53$, $h_c = 12,5$ м, т. е. получаем результат, близкий по своему значению к высоте свода, установленной по методу проф. С. Г. Борисенко.

Недостаток метода состоит в том, что он не учитывает глубину разработки, которая, по мнению ряда исследователей, оказывает влияние на высоту свода.

По величине свода нетрудно установить нагрузку на искусственный массив и, следовательно, нормативную прочность.

Общая удельная нагрузка на искусственный массив

$$Q = P_{\text{закл}} + P_{\text{ест}}, \quad (4.18)$$

где $P_{\text{закл}}$ и $P_{\text{ест}}$ – соответственно сила тяжести искусственного (закладочного) и горного (естественного) массивов.

Если принять, что отработка запасов ведется через один рудный или искусственный целик, а ширина камер равна 15 м, то ширина свода будет равна суммарной ширине одной отрабатываемой камеры и двух граничащих с ней по обеим сторонам искусственных массивов. Обнаженные по продольной стороне искусственные целики деформируются в направлении свободного пространства, поэтому более податливы и могут воспринимать

только небольшую нагрузку, заключенную в пределах свода. За зоной свода, т. е. за пределами граничных искусственных целиков, закладочный материал и передовой рудный целик находятся в условиях объемного сжатия, поэтому в них концентрируется опорное давление, заключенное в основаниях свода. Следовательно, ширина свода составит 45 м. На ряде рудников применяется иной порядок выемки камерных запасов – через два целика. В этом случае ширина свода при заключительной выемке запасов блока в последовательном порядке остается такой же, как при выемке через один целик, т. е. 45 м. Оработку камер третьей очереди здесь целесообразно вести также одним очистным забоем в выемочном участке с тем, чтобы рабочая камера отделялась от рудного целика лишь одним искусственным целиком. Это позволит использовать защитное влияние консоли пород кровли для управления горным давлением.

Степень надежности искусственных массивов, граничащих с обрабатываемой камерой,

$$n = \frac{0,1 \cdot \sigma \cdot K_{\phi}}{S \cdot \gamma \cdot K_c \cdot \frac{l}{4} \cdot \operatorname{tg} \alpha + \gamma_0 \cdot h_3}, \quad (4.19)$$

где S – коэффициент, учитывающий соотношение ширины свода к суммарной ширине двух граничащих с камерой искусственных целиков; при ширине камеры 15 м $S = 45$; 30 м – $S = 1,5$.

Отсюда необходимая условно-мгновенная прочность, МПа, искусственного массива во фронтальной зоне очистной выемки

$$\sigma_{\text{мг}} = 0,1 \cdot n \cdot (K_c \cdot \gamma \cdot S \cdot l \cdot \operatorname{tg} \alpha + \gamma_0 \cdot h_3) / K_{\phi}, \quad (4.20)$$

где n – коэффициент запаса прочности.

Учитывая длительный характер нагружения искусственных целиков, нормативная прочность закладки, МПа,

$$\sigma_{\text{мг}} = 0,1 \cdot n \cdot (K_c \cdot \gamma \cdot S \cdot l \cdot \operatorname{tg} \alpha + \gamma_0 \cdot h_3) / K_{\phi} \cdot K_{\text{дл}}, \quad (4.21)$$

где $K_{\text{дл}} = 0,6$ – коэффициент, учитывающий длительность нагружения закладочного массива.

4.5. Нормативная прочность закладочного материала для месторождений крутого залегания

Месторождения крутого залегания при устойчивых рудах и породах обрабатываются в две стадии. Первоначально извлекают запасы камер, в которых предусмотрено возвести искусственные целики, затем обрабатывают оставшиеся между ними рудные целики.

В целях удобства ведения горных работ используется одна система разработки для камер первой и второй очереди, их размеры принимают одинаковыми. Если закладка комбинированная, то из экономических соображений размеры искусственных целиков сокращают до минимума, исходя из величины допускаемых напряжений. Особенность таких целиков состоит в том, что их ширина и длина (по простиранию и падению) значительно превосходят высоту (мощность). Здесь существенное влияние на прочность оказывают силы сцепления по контактам с боковыми породами, а также условия работы их центральных участков в объемно-напряженном состоянии. Разрушающая нагрузка интенсивно возрастает по мере уменьшения соотношения высоты к диаметру образцов (рис. 4.9), что необходимо учитывать при определении нормативной прочности закладочного материала.

В основу определения нормативной прочности монолитной закладки целесообразно принять исследования проф. С. Г. Борисенко по обоснованию прочности рудных целиков крутых месторождений. Здесь также нет строгих методов решений, поэтому используются приближенные методы строительной механики и сопротивления материалов.

В основу расчета можно принять следующие исходные положения:

- в камерах первой очереди искусственный массив испытывает лишь небольшие напряжения от сил собственной тяжести, температурного расширения и проявления ползучести пород висячей стороны;

- нагрузки от массы вышележащих пород начинают интенсивно перераспределяться на искусственные целики в период выемки разделяющих их рудных целиков (камер второй очереди).

Условия работы искусственных целиков подразделяются на три типа: сплошная закладка, искусственные целики при большой площади подработки и искусственные целики во фронтальной зоне очистных работ.

Сплошная закладка рассчитывается по допустимому коэффициенту компрессии, а искусственные целики в зоне очистных работ – по устойчивости обнажений.

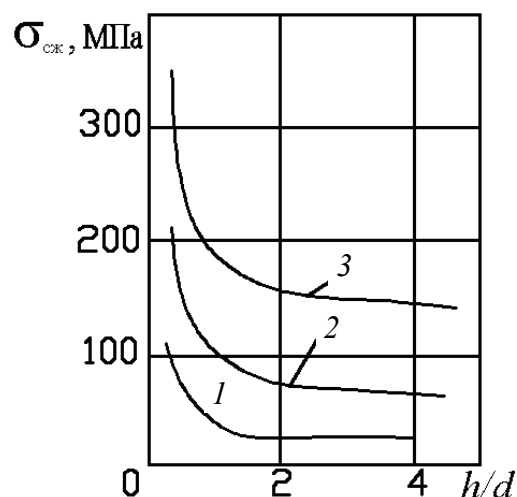


Рис. 4.9. Зависимости разрушающей нагрузки на сжатие $\sigma_{сж}$ от соотношения высоты h к диаметру образца d : 1 – известняк при одноосном сжатии; 2 – то же при боковом давлении 900 МПа; 3 – известняк крупнозернистый при боковом давлении

Для определения нагрузок, действующих на искусственный массив, можно пользоваться расчетной схемой сил, основанной на принципе предельного равновесия, предложенной проф. С. Г. Борисенко (см. рис. 4.3). В результате подработки породы висячего бока сдвигаются в сторону выработанного пространства, образуется свод расслоившихся (сместившихся) пород, который по мере увеличения площади подработки увеличивается и достигает земной поверхности. В этот момент происходит раскрытие свода, что сопровождается усилением нагрузок на искусственный массив. Свод формируется в призму сдвижения.

Расчетная схема сил включает силу тяжести Q призмы сдвижения, силу $R_{в.п}$ со стороны треугольника пород зоны сдвижения, силу $R_{кл}$ – реакцию пород висячего бока на призму сдвижения и реакцию со стороны искусственного массива P . Силы $R_{кл}$ и $R_{в.п}$ действуют под углом внутреннего трения φ , что обусловлено проявлением сил трения по поверхностям призмы. Для упрощения расчетов допускается, что сила P действует параллельно боковым поверхностям призмы, а криволинейные очертания призмы заменены прямолинейными. Такие допущения возможны для инженерных расчетов. Из построенного плана сил (см. рис. 4.3) определяется величина реакции со стороны искусственного массива

$$P = Q \sin(\beta - \varphi) / \cos \varphi,$$

где Q – сила тяжести призмы сдвижения; β – угол сдвижения пород; φ – угол внутреннего трения.

По величине удельной нагрузки на искусственный массив нетрудно определить допускаемый коэффициент компрессии искусственного массива и при необходимости – нормативную прочность. Если выработанное пространство поддерживается искусственными целиками, то расчет ведется на устойчивость их обнажений по схеме, изображенной на рис. 4.4, и по формуле (4.13).

Породы висячего бока в период последовательной выемки камер второй очереди работают как консоль, зажатая смежным рудным целиком, а свободный ее участок опирается на сплошной искусственный массив. Над отрабатываемой камерой в результате Деформаций обнажений закладки и пород висячего бока образуется свод разгрузки, сила тяжести пород которого передается на обнаженные участки искусственного массива.

Многочисленными натурными съемками с помощью глубоких скважин и исследованиями на моделях установлено, что зона сдвижения пород висячего бока при их подработке имеет неправильную форму, близкую к форме, показанной на рис. 4.10.

Следовательно, искусственные целики, граничащие с отрабатываемой камерой, испытывают нагрузки лишь от части пород, заключенных

в призме сдвижения и «клине» между сечениями 1–1 и 2–2, формирующемся при значительной площади подработки, превышающей критическую величину, когда свод равновесия достигает земной поверхности. Задача сводится к определению размеров свода вторичного сдвижения пород, формирующегося над отрабатываемой камерой. Это будет свод с открытым в средней его части основанием, в отличие от общего свода сдвижения пород, переходящего по мере роста площади подработки в призму сдвижения.

Иными словами, над каждой отрабатываемой камерой второй очереди формируются две зоны сдвижения пород: первая – общая за счет местного сдвижения пород в открытых камерах первой очереди, Δ_1 и компрессионного сжатия закладки, приводящего к дальнейшему смещению пород, Δ_2 ; вторая – зона последующего смещения пород, вызванного отработкой междукammerного целика, Δ_3 . Размер их смещения значительный. Первоначально породы на участке подработки смещаются до соприкосновения с искусственным массивом, затем они дополнительно прогибаются в сторону свободного очистного пространства, расположенного между искусственными целиками за счет упругих свойств пород и деформации закладки. В итоге возрастает общее смещение земной поверхности. Для расчета устойчивости искусственных обнажений достаточно учесть нагрузку от массы пород, заключенных во вторичном своде, сформированном над открытой камерой, который, разумеется, значительно меньше призмы сползания.

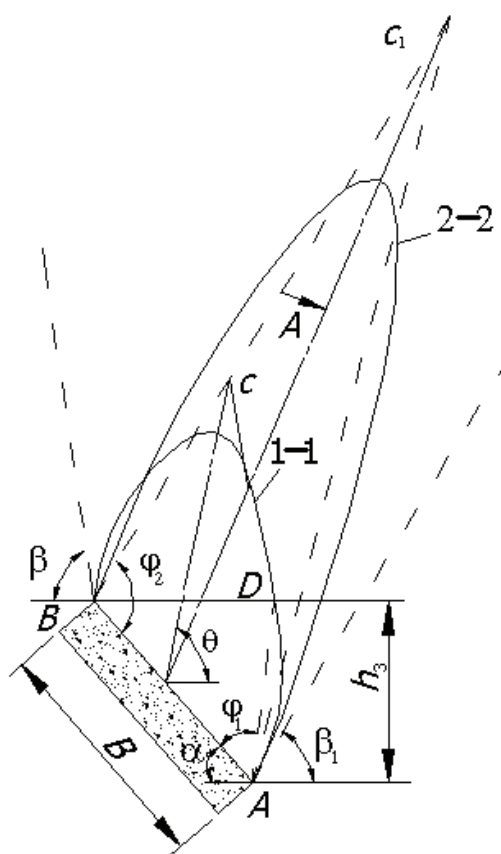


Рис. 4.10. Зона сдвижений пород висячего бока

Высоту свода вторичного сдвижения пород висячей стороны можно установить по величине угла сдвижения пород (рис. 4.10). Расчет устойчивости обнажений искусственных целиков сводится к определению нормативной прочности участков, непосредственно примыкающих к открытому выработанному пространству. Если принять, что за пределами 20-метровой по простиранию зоны от поверхности обнажения закладочный материал находится в условиях, близких к всестороннему сжатию, то основная зада-

ча сводится к расчету прочности двух пограничных участков монолитной закладки шириной 20 м каждый, примыкающих к свободной камере. Нагрузка на эти участки равна давлению массы пород, заключенных во вторичном своде, и собственной массы. Объем пород свода вторичного сдвижения на единицу длины по простиранию равен площади поперечного сечения свода и составляет не более суммы площадей двух треугольников BCD и ABD (рис. 4.10). Высота свода

$$BC = h_c = \frac{l_k + l_3}{2} \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right), \quad (4.22)$$

где l_k, l_3 – длина камеры и искусственного массива.

По данным проф. С. Г. Авершина, если

$$\theta - \alpha < 45^\circ, \quad (4.23)$$

то можно принимать

$$\varphi_1 = \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right) - 0,5\alpha; \quad \varphi_1 = \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right) + 0,5\alpha. \quad (4.24)$$

Площадь треугольника ABD можно выразить в виде

$$S_1 = \frac{h_n^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi_1}{2(\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \varphi_1)}, \quad (4.25)$$

где $h_n = h_3$ – высота этажа, м.

Площадь треугольника BCD

$$S_2 = \frac{1}{2} \cdot h_3 \cdot h_c \cdot \operatorname{tg} \varphi_1 \cdot \sin \beta_1. \quad (4.26)$$

Высота свода здесь составит

$$h_c = (l_k + 2l_{\text{ц}}) \cdot \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right), \quad (4.27)$$

где l_k – длина камеры; $l_{\text{ц}}$ – длина целика, м.

Если принять, что зона смещения пород имеет форму призмы с высотой, равной высоте свода, тогда давление массы пород зоны смещения на пограничных с камерой участках искусственного массива будет в расчете на единицу длины по простиранию

$$q = \gamma(S_1 + S_2). \quad (4.28)$$

Удельная нагрузка, приходящаяся на единицу площади участка

$$Q_1 = q \cdot \sin(\beta_1 - \varphi) / B \cdot \cos \varphi. \quad (4.29)$$

Суммарная удельная нагрузка

$$Q = n(Q_1 + Q_2). \quad (4.30)$$

Необходимая прочность искусственного массива

$$\sigma_n = n(Q_1 + Q_2)S. \quad (4.31)$$

Если длина камеры 40 м, а длина рассчитываемых смежных участков 20 м, тогда $S = 2$.

Нормативная прочность, МПа, с учетом длительного характера нагружения монолитной закладки

$$\sigma_n = n_1 \frac{(Q_1 + Q_2)}{K_{дл}} S, \quad (4.32)$$

где $K_{дл} = 0,6$ – коэффициент, учитывающий длительность нагружения. Принимая длину камеры 40 м, высоту этажа $h_3 = 60$ м, $\alpha = 60^\circ$, $\beta = 60^\circ$, $\varphi = 25^\circ$, $n_1 = 2$, получим $\sigma_n = 1,7$ МПа.

4.6. Допускаемое взрывное нагружение

Нормативная прочность монолитной закладки должна удовлетворять требованиям взрывного нагружения, оказывающего отрицательное влияние на устойчивость обнажений. Разумеется, технология взрывной отбойки руды в слоях, имеющих непосредственный контакт с монолитной закладкой, принимается такой, чтобы обеспечить минимум затрат, включающих ущерб от подрывки закладочного материала в отбиваемую руду (транспорт, обогащение и др.). Иногда величина этого ущерба оказывается значительной, в частности, при подрывке большого объема закладки, снижении извлечения металла на обогатительной фабрике из-за наличия в руде цемента и существенного разрушения искусственных целиков.

Вредное воздействие взрывов можно ослабить за счет оставления защитных рудных слоев по границе с закладкой, изменения очередности и массы одновременно взрываваемых зарядов взрывчатых веществ (ВВ).

Для решения поставленной задачи необходимо знать: закономерности изменения интенсивности волн напряжений в горном и искусственном материале; коэффициенты преломления и отражения на границе двух сред (руда – закладка); прочность материалов, воспринимающих динамические нагрузки.

В целом задача сводится к определению допускаемого взрывного нагружения на искусственный массив, нормативная прочность которого определена по условиям устойчивости обнажений при статическом нагружении или допускаемому коэффициенту компрессии.

Из теории упругости известно, что нормальное напряжение

$$\sigma_r = \rho C_p V, \quad (4.33)$$

где ρ – плотность пород; C_p – скорость продольной волны; V – скорость смещения материала.

Можно допустить, что нормальное напряжение, возникающее от взрыва ВВ, не должно превышать нормативную прочность монолитной закладки.

Максимальные напряжения зависят от расстояния:

$$\sigma_x = K_\sigma R_{\text{пр}}^{-n}, \quad (4.34)$$

где K_σ – структурно-технологический коэффициент, зависящий от свойств среды, способа взрывания и массы ВВ; n – степень затухания; $R_{\text{пр}}$ – приведенное расстояние от заряда ВВ, м.

Значения коэффициента K_σ , полученные путем обработки результатов исследований методом наименьших квадратов, для зарядов ВВ различной массы составляют:

Масса заряда, кг	0,4	0,6	0,8	1,2	1,6
K_σ	241	319	397	485	550

Показатель степени затухания n во всех случаях составил 2,3, т. е. в исследуемых расстояниях степень затухания напряжений, распространяющихся в рудном массиве, является постоянной при различных по массе зарядов ВВ.

При взрывании зарядов в руде на границе «руда – закладка» происходит отражение и преломление энергии волн напряжений. Напряжения в проходящей волне на границе раздела уменьшаются и составляют 0,204 от напряжений в падающей волне вследствие разности акустической жесткости материалов. Массовая скорость смещения в проходящей волне увеличивается на 36 % по сравнению со скоростью смещения в руде.

Математическая обработка и анализ экспериментальных данных показывают, что изменение максимальных напряжений с расстоянием в проходящей волне по закладке описывается уравнением

$$\sigma_x^{\text{закл}} = \frac{\sigma_x^{\text{пр}} \cdot R^2 \cdot 10^{-1}}{(R + R_3)^2}, \quad (4.35)$$

где $\sigma_x^{\text{пр}}$ – напряжение в проходящей волне на границе «руда – закладка», МПа; R_3 – расстояние от границы «руда – закладка» до точки наблюдения, м; R – расстояние от взрыва до закладки, м.

Согласно теории механики сплошных сред, напряжения падающей и проходящей волн связаны зависимостями

$$\sigma_x^{\text{пр}} = \frac{2H_2}{H_1 + H_2} \sigma_x^{\text{п}}, \quad (4.36)$$

$$\sigma_x^{\text{пр}} = K_{\text{п}} \cdot \sigma_x^{\text{п}}, \quad (4.37)$$

где H_1, H_2 – акустические жесткости сред; $K_{\text{п}}$ – коэффициент преломления.

Вычисленный коэффициент преломления для исследуемых условий при переходе волн напряжений из руды в закладку составил 0,263, что на 29 % выше полученного экспериментально.

Изменение напряжения, возникающего в массиве, в зависимости от размеров удлиненных зарядов, массы ВВ и расстояния аппроксимируется формулой

$$\sigma_x = \frac{55,5 \cdot R_{\text{пр}}^{-2,3}}{1 + 0,015 \cdot l_3 / \alpha}. \quad (4.38)$$

При относительной длине заряда более 100 максимальные напряжения остаются постоянными в пределах исследуемых приведенных расстояний. Следовательно, при диаметре заряда 100 мм на величину максимального напряжения при близких расстояниях оказывает влияние длина заряда до 10 м. Поэтому рекомендуется отбойку руды между искусственными массивами производить скважинами, пробуренными на всю высоту камеры.

С увеличением относительной величины воздушных промежутков, интенсивность напряжений снижается до определенного значения, затем возрастает, а показатели n и K_{σ}' можно аппроксимировать формулами

$$n = 2,4m^2 - 2,3m + 2,3; \quad (4.39)$$

$$K_{\sigma}'' = K_{\sigma}'(5,32m^2 - 4,07n + 1), \quad (4.40)$$

где m – относительная длина воздушного промежутка.

Известно, что при одновременном взрывании нескольких удлиненных зарядов происходит наложение полей напряжений. Рассмотрим взаимодействие полей напряжений в слое среды, проходящем перпендикулярно оси одинаковых по величине зарядов.

Поле напряжений от каждого заряда:

$$\sigma_x = \frac{55,5}{1 + 0,015 \cdot l_3 / \alpha} = \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^n; \quad (4.41)$$

$$\sigma_x = 0,1 \cdot K_{\sigma}' \cdot Q^{n/3} \cdot R^{-n}. \quad (4.42)$$

Допуская, что максимальные значения напряжений в точку A придут одновременно и в одной фазе, то общее напряжение можно представить

суммой напряжений от каждого взрыва, расстояние от которых изменяется на величину a .

$$\sum \sigma_x = 0,1 \cdot K_\sigma \cdot Q^{n/3} \left\{ R^{-n} + (R+a)^{-n} + \dots + [R + (K-1) \cdot a]^n \right\}, \quad (4.43)$$

где K – количество скважин; a – расстояние между ними.

Формулу (4.43) можно записать в виде

$$\sigma_x = 0,1 \cdot K'_\sigma \cdot Q^{n/3} \cdot \frac{1}{a \cdot (n-1)} \left\{ \frac{1}{R^{n-1}} - \frac{1}{[R + (K-1) \cdot a]^{n-1}} \right\}. \quad (4.44)$$

Формулы (4.43) и (4.44) дают близкие результаты при $R > a$.

Общее напряжение в точке A при взаимодействии полей напряжений от зарядов

$$\sigma_x^0 = 2 \cdot \sigma_x \cdot \frac{r}{R} = 2 \cdot \sigma_x \cdot \cos \beta. \quad (4.45)$$

Здесь

$$R = \sqrt{r^2 + \frac{a^2}{4}} = \frac{r}{2} \sqrt{4 + t^2},$$

где t – коэффициент сближения зарядов относительно расстояния до плоскости, параллельной линии зарядов, в которой лежит точка A .

Расстояние плоского фронта волны от линии скважин зависит только от степени затухания волн с расстоянием:

$$t = 2 \left(\frac{2}{2^{n+2} - 1} \right). \quad (4.46)$$

Короткозамедленное взрывание снижает общий сейсмоэффект взрывов в сравнении с мгновенным взрыванием. Экспериментально установлено, что коэффициент снижения сейсмичности в зависимости от продолжительности аппроксимируется экспонентой

$$C = e^{-0,01 N \tau}, \quad (4.47)$$

где N – число замедлителей; τ – период замедления, мс.

С увеличением числа замедлителей и периода замедления сейсмоэффект снижается и приближается к эффекту от взрыва одной замедляемой группы.

Исследования показали, что сейсмоэффект взрыва снижается при шахматном расположении скважин, применении воздушных промежутков, короткозамедленном взрывании и оставлении рудной корки толщиной от 1

до 1,5 м с целью сокращения разубоживания закладкой. Экономически эффективнее веерное расположение скважин с разделением на полувееры при шахматном заложении скважин. При массовых взрывах отбойку рекомендуется вести по клиновой схеме с максимальным числом замедлителей с интервалами не менее 25 мс.

Искусственный массив будет устойчив, если динамический предел прочности материала на разрыв

$$[\sigma_{p.d}] \geq \sigma_x^{\text{закл}} K_o \quad (4.48)$$

где K_o – коэффициент отражения волн напряжения от противоположной стороны целика, соприкасающейся с воздухом выработанного пространства.

Ранее отмечалось, что максимальное напряжение на границе «руда – закладка» создает взрыв только одной близлежащей скважины. Если скважины располагаются веером, в расчет напряжений падающей волны рекомендуется закладывать величину из уравнения (4.41).

Напряжение в проходящей волне

$$[\sigma_{p.d}] = 0,2RK_oK_{\Pi}K'_{\sigma}C_{\Pi P}C_{K3B}R^{-n}Q^{n/3} \arctg \frac{b(M-1)}{2(R+R_3)}, \quad (4.49)$$

где C_{K3B} – коэффициент короткозамедленного взрывания.

Зная предел прочности закладки на растяжение при динамическом нагружении и размеры искусственного целика R_3 , можно определить допустимое число взрывааемых слоев. Если известно число взрывааемых слоев, можно определить предельно допустимую общую массу $Q_{об}$ взрываемого ВВ, кг, за один массовый взрыв по уравнению

$$Q_{об} = QL_3 \frac{M}{100 \alpha}, \quad (4.50)$$

где L_3 – общая длина заряженной части скважинных зарядов в допустимом количестве рядов (вееров) скважин, взрывааемых за один массовый взрыв.

Для монолитной закладки, применяемой на большинстве рудников, предел прочности на растяжение при статическом нагружении находится в пределах 0,6–2 МПа. По данным Ю. М. Баженова, предел прочности бетона на растяжение при динамической нагрузке в сравнении с пределом прочности при статической нагрузке увеличивается в 1,8–2 раза. Поскольку закладка при статической нагрузке ведет себя подобно бетону, можно считать, что при динамической нагрузке это подобие соблюдается.

Для закладки с $[\sigma_{p.c}] = 1,3$ МПа предельно допустимая масса заряда составляет порядка 5 т. Она позволяет осуществлять безопасное взрывание

через один искусственный целик шириной 15 м. Если увеличить ширину целика до 30 м, т. е. взрывание вести через два целика, массу заряда можно увеличить. Сохраняя массу заряда при взрывании через два целика, можно снизить прочность закладки и, следовательно, ее себестоимость.

Результаты исследований проверены в промышленных условиях на Гайском руднике при отработке камеры 02–03 между искусственными массивами. Смежный целик 02 шириной 15 м представлен закладкой, имеющей прочность на растяжение 1,2 МПа (на сжатие 4,1 МПа). Смежная с целиком камера была свободной. Один скол на обратной стороне целика произошел при взрыве зарядов общей массой 7 976 кг, т. е. превышающей расчетную в 1,59 раза.

Упрощенный пример расчета нормативной прочности и состава твердеющей смеси представлен в прил. А.

**5.1. Рациональная схема
мельничного приготовления
литых твердеющих смесей**

Для приготовления литых твердеющих смесей (ЛТС) из отвальных продуктов в шаровых мельницах подбирается шихта из нескольких типов производственных отходов, взаимно дополняющих друг друга по химическому составу (наличие CaO , Al_2O_3 , MgO , F_2O_3). Активность смесей из этих материалов регулирует пороговая величина тонкости измельчения и весовое соотношение компонентов в готовой закладке. Для ЛТС рудников ОАО «ГМК "Норильский никель"» содержание твердого 50 % класса минус 0,08 мм крупностью [117, 118], для шахты «Коксовая» (Кузбасс) требования аналогичны [119, 120]. Частицы крупнее 0,08 мм являются наполнителем в составе закладки.

Приготовление ЛТС ведется в водной среде путем интенсивного совместного измельчения и смешения всех ее компонентов в шаровой мельнице. Измельчаемость каждого из входящих компонентов не одинакова. Расход энергии на этот процесс, например, для материалов АШЦЦ составов рудников Норильского региона: ангидрита 129 кВт·ч/кг; шлака 23 кВт·ч/кг; щебня 50,8 кВт·ч/кг. Гранулометрический состав также не одинаков и может изменяться и поступать на закладочный комплекс в следующих пределах: ангидрит (–60 +0,1); щебень (–50+30); граншлак (–5+0) с выходом верхнего класса 15–20; 85–90 и 2–20 %.

В силу того что измельчение и смешение неоднородной по физико-механическим свойствам и гранулометрии шихты закладки идет совместно в водной среде, выявляются закономерности, присущие мельничному приготовлению смесей: повышение их активности за счет вещественного формирования активного класса. При наличии нескольких компонентов из отходов производства с различными физико-механическими и химическими свойствами, в том числе и способностями к тонкому диспергированию в водной среде, при их измельчении фракционный состав каждого материала в общей массе измельченного продукта будет различным.

Легко измельчаемые продукты, например ангидрит, щебень, хотя и представлены более крупным классом на входе в мельницу, в шихте, после измельчения, в активном классе (–0,08 мм) занимают доминирующее

положение. Шлак представлен более тяжелой фракцией, и его массивный выход наблюдается в пределах класса (+0,1–1,0). Таким образом, чтобы сформировать прочностные свойства таких смесей и создать условия протекания твердофазных механохимических реакций образования полиоксидов (вяжущего), необходим подбор весового соотношения и гранулометрического состава исходных компонентов ЛТС [121].

Установлено [119], что порядок, способ и интенсивность смешения и помола компонентов ЛТС формируют ее качество – текучесть и активность.

Характерным результатом работы закладочных комплексов на рудниках страны до конца 90-х гг. являлось отсутствие стабильности достижения прочностных свойств закладочных смесей. Составы, изготовленные по одинаковой рецептуре, но различными способами производства имели разницу в прочности до 50 %. По технологии приготовления ЛТС закладочные комплексы отличались конструкцией, набором оборудования и положением его в технологической линии производства.

Полученные результаты приготовления активированных ЛТС поставили ряд первоочередных задач обоснования рациональной схемы производства ЛТС в шаровой мельнице. Для сравнительной оценки способов была принята смесь, в состав которой входит цемент – 100 кг/м³; граншлак – 350 кг/м³; ангидрит – 350 кг/м³; щебень – 700 кг/м³. Опробованные схемы расположения оборудования в технологической цепи мельничного приготовления ЛТС представлены на рис. 5.1.

На руднике «Таймырский» велись работы по схеме, представленной на рис. 5.1, *а*. Дозированные компоненты вяжущего поступали мельницу, работающую в непрерывном режиме в открытом цикле. Помол в мельнице мокрый, соотношение твердого к жидкому 1:3.

Из мельницы вяжущее в виде пульпы самотеком поступало в смеситель непрерывного действия принудительного перемешивания с заполнителем. Из смесителя готовая смесь поступала по трубопроводу в выработанное пространство.

При использовании в качестве комплексного вяжущего цемента, ангидрита и гранулированного шлака опробовались несколько измененные технологические схемы (рис. 5.1, *б*). Дозированные шлаки, ангидрит поступали для помола в мельницу. Помол мокрый в непрерывном режиме и в открытом цикле. Смешение образующейся шлаковой и ангидритовой пульпы с цементом осуществлялось в репульпаторе (рис. 5.1, *в*). При использовании в качестве заполнителя щебня испытывалась схема, приведенная на рис. 5.1, *г*. Дозированные материалы подавались в мельницы. Ангидрит и цемент измельчался и перемешивался в одной мельнице, в другой – щебень и шлак. Полученная пульпа из мельниц направлялась в гаситель, расположенный у жерла скважины, где происходило смешение растворов.

5.1. Рациональная схема мельничного приготовления литых твердеющих смесей

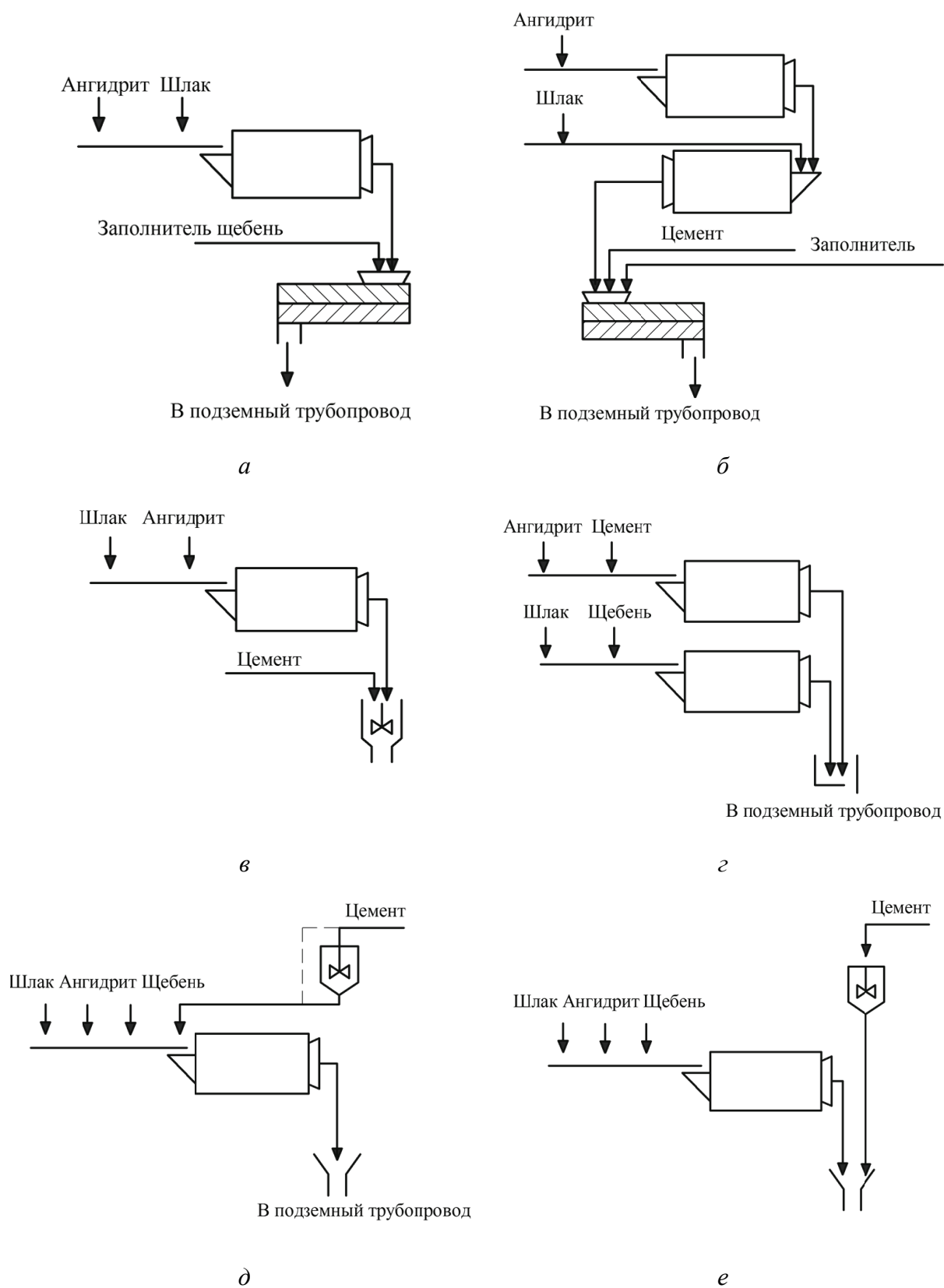


Рис. 5.1. Приготовление литой твердеющей закладки при различных схемах расположения оборудования и шаровых мельниц

При совместном помоле пробовались две схемы, различающиеся способом подачи цемента. Цемент подавался в мельницу (рис. 5.1, *д*) или в вертикальный став трубопроводного транспорта (рис. 5.1, *е*).

Опробованные варианты анализировались по прочности закладочного материала, себестоимости работ и надежности производства [122]. Схемы, представленные на рис. 5.1, *а–г*, признаны малоперспективными из-за нестабильности качества закладки и насыщенности оборудованием производственной цепочки [123].

Наиболее перспективными были признаны варианты (табл. 5.1) совместного помола и перемешивания всех компонентов смеси с цементом в шаровой мельнице (рис. 5.1, *д*), и совместного помола шихты и перемешивание с цементным раствором в вертикальном ставе трубопровода (рис. 5.1, *е*).

Таблица 5.1

Показатели качества приготовления ЛТС на рудниках «Маяк» и «Таймырский»

Состав закла- дочной смеси	Мар- ка	Расход материалов, кг/м ³				Средняя прочность группы испытаний $\sigma_{сж}$, кг/см ²			Коэффициент вариации, %		
		Ц	А	Ш	Щ	$R_1 = 7$	$R_2 = 28$	$R_3 = 180$	$R_1 = 7$	$R_2 = 28$	$R_3 = 180$
Рудник «Маяк»											
АШЩ	40	50	650	800	—	10,51	23,38	71,74	24,66	26,64	39,48
АШЩ	60	80	650	770	—	16,21	31,68	74,34	29,55	26,83	27,01
АШЩ	60	90	650	770	—	18,22	35,61	77,9	27,51	28,83	28,61
АЩЩ	80	100	650	750	—	19,68	38,81	82,68	24,22	25,87	26,2
АШЩ	80	115	600	800	—	21,05	27,42	85,36	35,24	31,82	19,75
АШЩЩ	40	80	450	550	500	10,52	19,81	50,25	36,97	39,21	34,16
АШЩЩ	60	100	400	500	500	8,17	13,82	34,67	93,1	53,18	43,0
АШЩЩ	60	180	400	550	400	17,52	29,62	65,39	37,76	30,96	28,2
АШЩЩ	80	200	400	500	400	18,40	36,24	76,44	32,88	30,14	23,64
Рудник «Таймырский»											
АШЩ	40	60	600	850	—	9,38	26,33	61,77	31,16	30,17	34,75
АШЩ	100	150	650	750	—	26,64	55,86	94,97	31,98	29,02	11,98
АШЩЩ	40	80	450	300	750	6,21	10,79	24,61	111,71	60,12	59,92
АШЩЩ	40	80	350	350	700	5,02	14,1	38,11	44,52	49,98	60,74
АШЩЩ	40	10	350	350	700	5,45	12,14	42,76	67,91	58,77	47,18
АШЩЩ	100	180	350	300	700	13,49	26,61	57,63	49,51	45,44	41,65
АШЩЩ	100	180	350	350	600	14,57	32,71	75,15	39,85	34,33	27,06
АШЩЩ	100	200	350	350	600	18,33	43,44	74,35	68,31	64,59	26,72

Оценка результатов проведенных исследований показывает (табл. 5.1 и 5.2), что наиболее стабильными по качеству являются смеси, производимые на руднике «Маяк» по схеме, приведенной на рис. 5.1, *д* [118]. Знаком (+) выделены смеси, характеризующиеся высокой стабильностью.

Таблица 5.2

**Оценка стабильности прочностных свойств закладочных смесей,
приготавливаемых на рудниках «Маяк» и «Таймырский»**

Состав	Число экспериментов	Марка	Расход материалов, кг/м ³				Оценка стабильности свойств закладки с учетом гистограмм
			Ц	А	Ш	Щ	
Рудник «Маяк»							
АШЩ	30	М40	50	650	800	–	–
АШЩ	41	М60	80	650	770	–	+
АШЩ	23	М60	90	650	770	–	+
АШЩ	45	М80	100	650	750	–	+
АШЩ	25	М80	115	600	800	–	+
АШЩЩ	17	М40	80	450	550	500	+
АШЩЩ	12	М60	100	400	500	500	–
Рудник «Таймырский»							
АШЩ	15	М40	60	600	850	–	+
АШЩ	64	М100	150	650	750	–	+
АШЩЩ	32	М40	80	450	300	750	–
АШЩЩ	15	М40	80	350	350	700	–
АШЩЩ	35	М40	100	350	350	700	+
АШЩЩ	45	М100	180	350	300	700	–

На графике рис. 5.2 показаны сравнительные характеристики АШЩ и АШЩЩ составов по двум схемам производства (рис. 5.1, д и 5.1, е). Прочность закладки в возрасте 180 сут при совместном мельничном помоле всех компонентов выше в 1,5 раза. Из этого следует, что в схеме совместного измельчения и перемешивания компонентов смеси в шаровой мельнице происходит доизмельчение цемента и интенсифицируется активация сложного вяжущего, достигается повышенная гомогенизация растворов твердеющих смесей.

В этой связи производство ЛТС на рудниках АО «Норильский никель» переведено на совместное приготовление твердеющих смесей в шаровой мельнице по схеме (рис. 5.1, д) [121].

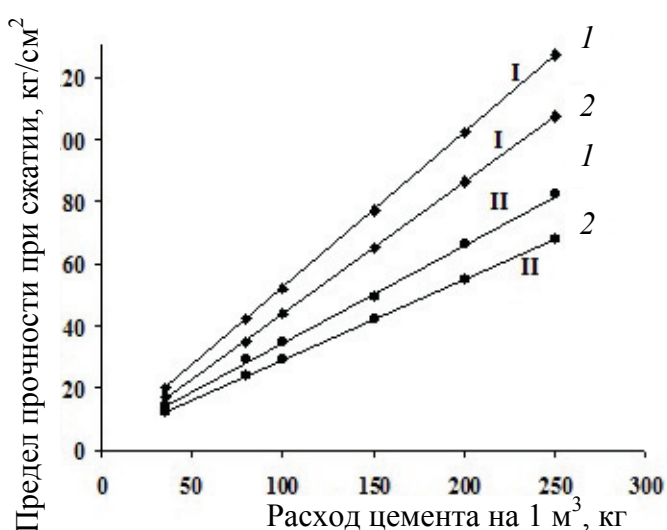


Рис. 5.2. Зависимость прочности закладки от расхода цемента при влажности смеси 27 % в 180-суточном возрасте: 1 – при подаче цемента в мельницу; 2 – при подаче цемента в скважину; I – смесь АШЩ; II – смесь АШЩЩ

5.2. Приготовление литых твердеющих смесей из промышленных отходов на рудниках ОАО «ГМК "Норильский никель"»

Ангидритошлакоцементные составы с активной шлаковой составляющей

Внедрение составов ЛТС с пониженным содержанием цемента проводилось на руднике «Таймырский». Прочность определялась в возрасте составов 7, 28 и 90 сут, с использованием пресс-машины УМЭ-10 ТМ. Фазовые превращения определялись на рентгеновском дифрактометре «ДРОН-3». Количество испытаний каждого состава при разных соотношениях шлака и ангидрита составляло 8. Испытания активированной смеси на основе граншлака и ангидрита при постоянном расходе цемента (150 кг/м^3) проводились на закладочном комплексе (ЗК) рудника «Таймырский». Дифференциальный термический анализ проводили на дериватографе Q-2000.

Результаты рентгеноструктурного анализа составов позволили выявить характер влияния активации и соотношения при этом исходных компонентов закладки на прочность при существующей гранулометрии и доизмельчении компонентов (рис. 5.3, табл. 5.3).

Активированные составы имеют новые разросшиеся фазы структурных новообразований, окислов щелочноземельных металлов, а также алюминия и железа, представленные двух- и трехкальциевыми гидросиликатами, гидросульфоалюминатами, гидроферритами, гидроалюминатами, которые обеспечивают формирование прочностных свойств ЛТС. В зависимости от соотношения ангидрита и шлака происходит перераспределение основных фаз структурных образований гидратированных смесей. При соотношении А:Ш 0,60–0,70 преобладающим становится присутствие гидросульфоалюминатов кальция типа $3\text{CaOAl}_2\text{O}_3\text{CaSO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$. Несколько в подчиненном количестве находится фаза гидратированного гипса $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, следующим по значимости является гидросиликат типа тоберморита $\text{Ca}_3(\text{Si}_6\text{O}_{13}\text{H}_2) \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, фаза гидроферритов $4\text{CaOFe}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и гидроалюмосиликаты $\text{Ca}_6(\text{AlSiO}_4)_{12} \cdot 3\text{H}_2\text{O}$.

При соотношении от 0,71 и выше постепенно главенствующую роль приобретает безводный ангидрит CaSO_4 . В подчиненное состояние переходит образование гидросульфоалюминатов кальция $3\text{CaOAl}_2\text{O}_3\text{CaSO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$ и этрингита $\text{Ca}_6\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3(\text{OH})_{12} \cdot 26\text{H}_2\text{O}$. Далее выделяется фаза гидратированного гипса $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. При увеличении ангидрита в смеси разрыв между главенствующими фазами растёт и уменьшается количество гидроферритов $4\text{CaOFe}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и гидросиликатов $\text{Ca}_3(\text{Si}_6\text{O}_{13}\text{H}_2) \cdot 4\text{H}_2\text{O}$. В случае

когда отношение А:Ш становится меньше 0,60–0,70 наибольшее значение приобретают гидросульфоалюминаты кальция $\text{CaOAl}_2\text{O}_3\text{CaSO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$, гидроферриты $4\text{CaOFe}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ и гидросиликаты $\text{Ca}_3(\text{Si}_6\text{O}_{13}\text{H}_2) \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, фазы ангидрита безводного CaSO_4 и гидратированного гипса $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ имеют подчиненное значение.

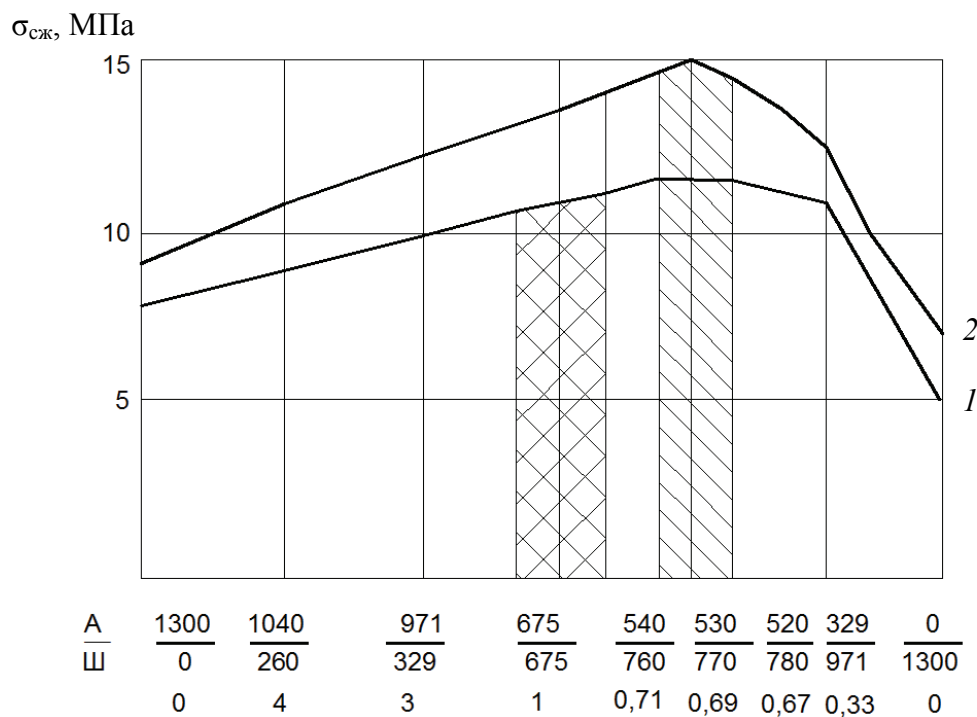


Рис. 5.3. Характер влияния активации и соотношения ангидрита и шлака в шихте АШЦ состава при входе в мельницу на прочность: 1 – смеси, приготовленные по традиционной технологии; 2 – активированные смеси; – фактическая зона работы ЗК; – при существующей технологии

Таблица 5.3

Характер влияния активации и соотношения ангидрит : граншлак в шихте АШЦ состава закладочной смеси

Расход ангидрита, кг/м ³	Расход граншлака, кг/м ³	Средняя прочность образцов в возрасте 90 сут, МПа
1 300	0	9,8
1 040	260	11,7
971	329	13,2
675	675	13,9
510	760	14,5
530	770	14,9
520	780	14,0
329	971	9,1
260	1 040	7,9
0	1 300	6,2

Таким образом, ангидритошлакоцементные составы твердеют за счет кристаллизации в них гипса, а также новообразований в процессе взаимодействия шлака с цементом и ангидритом. Одна из главенствующих фаз гипса и максимум новообразований гидросульфоалюмосиликатов, гидроферритов, гидрогранатов приходится на соотношение А:Ш в шихте на входе в мельницу в пределах 0,6–0,7, являясь при этом структурными элементами набора прочности состава. Результаты испытаний образцов на сжатие и рентгенофазовый анализ показали, что увеличение содержания ангидрита относительно шлака в активируемом продукте приводит к уменьшению составляющей гипса и алюмосиликата кальция с образованием этрингита в затвердевшей смеси, что обуславливает тенденцию к падению ее прочности. При уменьшении в смеси содержания ангидрита относительно шлака от 0,6 и менее активность последнего падает, прочность смеси резко снижается.

На основании результатов исследований в условиях рудника «Маяк» были проведены испытания рецептур АШЦ состава закладки с расходом ангидрита к шлаку в пределах отношения 0,6:0,7 (табл. 5.4).

Таблица 5.4

Испытания АШЦ состава

Проектная марка закладочной смеси	№ партии	К-во ЛТС	Цемент, кг/м ³	Гран-шлак, кг/м ³	Ангидрит, кг/м ³	Температура ЛТС, °С	Влажность, %	Тонкость помола, %	Объемный выход класса –0,0078	Средняя прочность, МПа	
										7 сут	28 сут
М80	470	190	100	600	750	20	24,0	49,6	2,03	16,8	43,3
М80	471	200	100	600	750	28	22,8	47,8	2,10	25,6	40,3
М80	475	170	90	830	550	24	25,0	41,5	2,07	18,6	54,8
М80	476	100	100	700	700	25	23,0	47,8	2,08	23,1	53,6
М80	477	100	100	600	750	22	24,6	50,9	2,07	20,8	36,8
М40	478	130	60	600	800	22	24,0	48,6	2,02	11,2	43,6
М40	479	755	50	830	600	24	21,5	58,7	2,13	14,0	53,6
М80	480	140	90	830	550	24	22,3	52,7	2,12	16,9	60,6
М80	481	90	100	600	750	23	22,8	48,6	2,13	22,6	63,5
М80	482	30	100	600	750	20	23,8	49,3	2,10	22,5	40,3
М60	483	60	70	850	570	24	22,5	51,8	2,10	15,7	52,4
М40	484	100	50	830	550	22	21,0	53,8	2,18	12,4	42,9
М60	485	60	70	830	550	24	22,8	50,8	2,10	13,4	56,4
М80	487	130	100	750	600	22	23,5	53,9	2,12	17,7	43,0

Проведенные эксперименты показали, что закладочные смеси активированного АШЦ состава с соотношением А:Ш 0,6–0,7 имеют прочности по контрольным срокам твердения на 10–15 % выше, чем при традиционной технологии, и пригодны для внедрения в производство.

Ангидритошлакоцементные составы с добавлением щебня

На рудниках Норильского региона в технологии приготовления АШЦЦ состава расход компонентов варьировался в широком диапазоне. Смеси готовились при широких диапазонах изменения расхода компонентов: ангидрит – 260–530 кг/м³; граншлак – 330–540 кг/м³; щебень – 300–700 кг/м³; вода – 500–550 л/м³. Соотношение ангидрита и шлака поддерживалось постоянным. При этом объем приготовляемой АШЦЦ закладки на 1989 г. в целом 1 463 тыс. м³, что составило 53 % от общего объема производства закладки.

Для изучения влияния активации на соотношения компонентов в приготовляемой шихте производства АШЦЦ, снижения ее себестоимости были проведены комплексные исследования [124], результаты которых представлены на рис. 5.4. Количество испытаний каждого состава – 18.

Совместный анализ прочности исследуемых образцов с данными рентгеноструктурного анализа гидратированных смесей позволяет сделать следующие выводы (табл. 5.5).

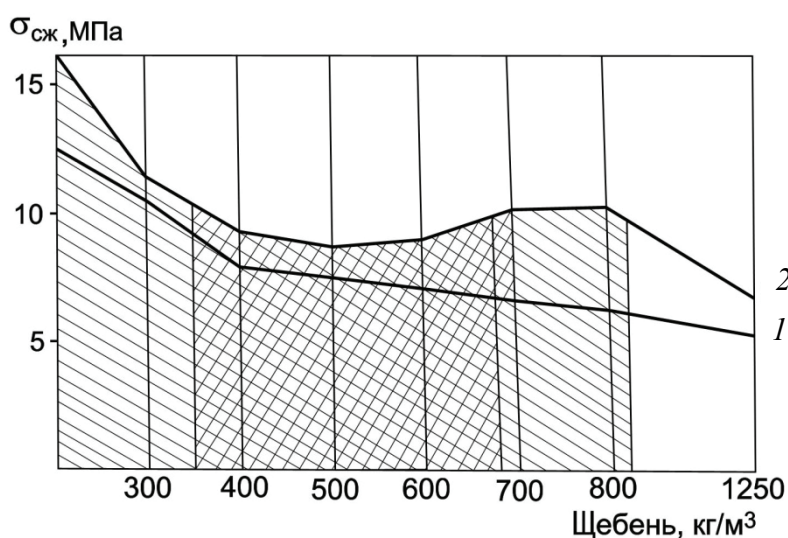


Рис. 5.4. Набор прочности АШЦЦ состава в зависимости от расхода щебня в 180-суточном возрасте при соотношении А:Ш 0,60–0,70: 1 – смеси, приготовленные по традиционной технологии; 2 – активированные смеси; – расход щебня на рудниках НГМК; – рекомендуемый расход щебня

В случае когда расход щебня возрастает с 400–650 кг/м³, увеличивается содержание инертного ангидрита, что обуславливает снижение кристаллизационных центров силикатов и алюмосиликатов кальция с гипсом и снижение прочности при твердении.

Таблица 5.5

**Характер влияния активации
и соотношения ангидрит: граншлак в шихте АШЦШ составов ЛТС**

Щебень, кг/м ³	Цемент, кг/м ³	Ангидрит, кг/м ³	Шлак, кг/м ³	Средняя прочность образцов в возрасте 90 сут, МПа	
300	200	400	600	10,1	11,21
400	200	360	540	8,2	9,06
500	200	330	470	7,9	8,85
600	200	280	420	7,4	8,97
700	200	250	350	7,1	10,24
800	200	200	300	6,8	10,14
0	200	530	760	12,4	16,58
1 250	200	0	0	5,9	6,86

При дальнейшем увеличении доли щебня в шихте прочность ЛТС незначительно возрастает, соотношение главных кристаллизационных центров силикатов, алюмосиликатов кальция с гидратированным гипсом несколько повышается и стабилизируется.

На основании полученных результатов в условиях рудника «Маяк» были проведены дальнейшие промышленные испытания рецептур активированных АШЦШ составов марки М-40 с расходом щебня 350–400 кг на 1 м³ (табл. 5.6).

Таблица 5.6

**Промышленные испытания АШЦШ состава ЛТС на руднике «Маяк»
при постоянном содержании цемента 90 кг/м³**

Отно- шение А:Ш	Ангид- рит, кг/м ³	Гран- шлак, кг/м ³	Щебень, кг/м ³	Темпе- ратура, °С	Влаж- ность, %	Выход класса (–0,08 мм), %	Объемный вес закла- дочной смеси	Средняя прочность, МПа, в 90 сут
0,6	300	500	700	20	26	63,2	1,99	4,1
0,64	350	550	500	24	26	65,4	1,08	6,3
0,65	360	540	600	20	25	69,1	1,94	5,2
0,7	420	600	400	20	28	60,9	1,92	6,1
0,8	480	600	400	22	27	61,3	1,90	5,2
0,58	380	640	400	23	28	62,1	1,93	7,1
0,5	400	800	300	24	27	60,3	2,03	7,8
0,5	250	500	700	22	26	60,4	1,99	4,2
0,7	300	420	700	24	25	61,4	1,98	3,8
0,55	380	650	400	25	22	60,4	1,92	7,3
0,9	500	550	400	24	26	59,3	1,97	5,1
0,8	480	600	400	23	24	61,3	1,98	5,3
0,52	360	640	400	22	25	60,4	1,95	7,3
0,55	390	700	350	24	26	60,0	1,93	7,5

Примечание. Испытания рецептур твердеющей закладки проводились на 12 образцах для каждого состава.

Как видно из табл. 5.6, добавка щебня обуславливает изменение рационального соотношения ангидрита и шлака. При соотношении 0,5–0,65 и расходе щебня до 400 кг прочность образцов достигает 7 МПа, что говорит об оптимальном соотношении ангидрита и шлака в составе исследуемой марки.

В случае расхода 700 кг щебня и сохранении соотношения ангидрита и шлака прочность закладки снижается до 4 МПа и пригодна для ЛТС низкой марки. Вышеназванные составы признаны пригодными для внедрения в производство.

5.3. Автоматизация приготовления литых твердеющих смесей в шаровой мельнице

Приготовление ЛТС в шаровой мельнице, особенно с использованием в качестве вяжущих отвалных продуктов (металлургические шлаки, золы уноса, хвосты обогащения руд и угля и т. п.), делает весьма важным в технологии выдерживание заданной крупности помола и количественное соотношение исходных компонентов в шихте. Эти параметры определяют прочность и расслаиваемость создаваемого искусственного массива и транспортабельность закладочной смеси в трубопроводе [125].

Традиционно закладочные комплексы по приготовлению ЛТС оснащены весодозаторами непрерывного действия типов СБ-71, 4273 ДН. В системе управления дозаторами этих типов не предусмотрено суммирование информации по нескольким компонентам шихты закладки и контроль пробуксовки ленты. В целях суммирования информации предложена система автоматического регулирования подачи компонентов закладочной шихты в мельницу и контроля работы весодозаторов на участке подготовки шихты. Система имеет два канала.

Первый канал регистрирует подачу компонентов шихты и суммирование их количества. Он работает следующим образом: сигналы с тензопреобразователей весодозаторов поступают на преобразователи напряжения – ток Ф 7029 с выходным унифицированным сигналом 0–5 МА и далее – на сумматоры А-04, самопишущие приборы (СП), где регистрируется масса компонентов шихты закладки на диаграммной ленте.

Второй канал контроля имеет следующие блоки: узел встройки магнитов (М), узел встройки герконовых выключателей (ГВ), электронный блок управления устройством сигнализации (БУУС), световое табло (СТ), электрический звонок (ЭЗ). Работа данного канала заключается в следую-

щем: в рабочем состоянии ведомый барабан дозатора вращается, положение магнитов относительно герконовых выключателей постоянно изменяется, в результате чего контакты выключателя срабатывают с частотой, пропорциональной вращению ведомого барабана. Электронное реле блока управления устройством сигнализации настроено на минимальную частоту срабатывания герконовых выключателей. На световом табло отражается информация о трех состояниях: в аварийном режиме – лампочка мигает с определенной частотой, оперативное отключение дозатора – лампочка не горит, дозатор в рабочем режиме – лампочка горит ровным светом. При пробуксовке ленты дозатора включается дополнительная звуковая сигнализация.

Суммарная масса шихты закладки перед мельницей измеряется конвейерными весами и является управляющим сигналом работы дозаторов.

Автоматическое измерение плотности пульпы закладки на сливе производится массовыми, пьезометрическими или радиоактивными плотномерами и регулируется подачей воды в мельницу. Гранулометрический состав закладочной смеси на выходе из мельницы определяется гранулометром.

Контроль заполнения мельницы материалами закладочной смеси осуществляется также по общему уровню (интенсивности) шума в узкой полосе частот. Типовым устройством для контроля уровня шума является установка «Звук». Установка состоит из микрофона, вторичного прибора с реостатным датчиком, электронного регулятора с корреляцией связи между уровнем шума мельницы и подачей воды, исполнительного механизма, изменяющего расход воды в мельницу, контура для стабилизации плотности слива и контура стабилизации соотношения Т:Ж. Система контроля и стабилизации питания мельниц исходным продуктом обеспечивает максимальную производительность цикла измельчения только при заданной крупности измельчаемого сырья и оптимальной загрузке мельницы мельящими телами.

Известно [126], что максимально возможная производительность мельницы зависит от крепости и крупности измельчаемого материала, заданной тонины их помола.

Оценивая имеющиеся результаты измельчения шихты закладки с позиций различных схем автоматизации помола, можно утверждать следующее. При автоматическом регулировании плотности слива количественные и качественные изменения в питании мельницы приводят только к количественному изменению выхода готового продукта при сохранении качества, определяемого плотностью смеси. При неизменном качестве питания увеличение загрузки мельницы повышает выход готового продукта лишь до определенного значения. Перезаполнение мельницы приводит к уменьшению выхода готового продукта: подаваемый материал недоизмельчается.

Качественное изменение питания (твердость, хрупкость, соотношение между различными компонентами) влияет только на абсолютную производительность мельницы и выход активного класса крупности ($-0,08$ мм) в готовом растворе.

Таким образом, правомерно утверждать, что между питанием мельницы шихтой закладки и выходом готовых смесей имеется вполне определенная зависимость (рис. 5.5) с явно выраженным максимумом. Величина его зависит от качественных свойств питания. Именно этот максимум производительности в каждый момент времени должна отыскивать и поддерживать система автоматического регулирования производительности мельничного узла.

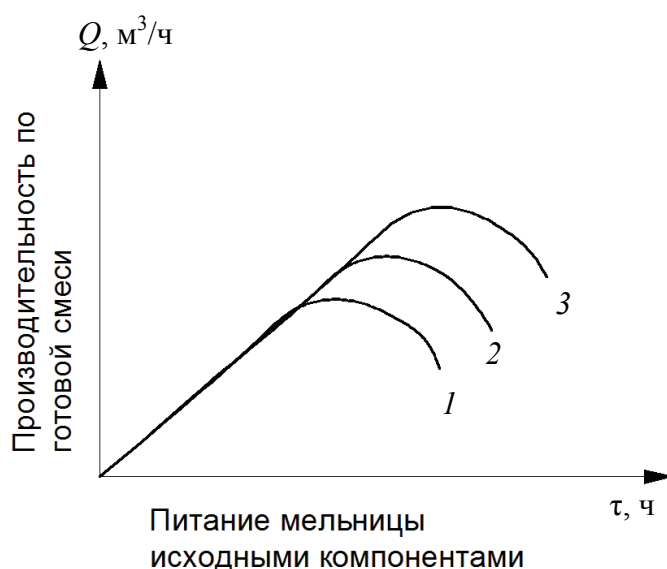


Рис. 5.5. Зависимость производительности Q по готовой закладочной смеси от питания мельницы исходными компонентами с различным качественным составом

Предъявленным требованиям отвечает система экстремального регулирования, являющаяся одним из видов самонастраивающихся систем автоматики. Все типы стабилизирующих систем автоматического регулирования (САР) выполняют одну задачу – поддержание регулируемой величины или отношения величин на заданном уровне. После отклонения регулируемой величины от заданного значения (под воздействием возмущающих факторов) регулятор должен через определенный промежуток времени приводить ее к требуемому значению.

При программном регулировании суть не меняется, так как САР должна поддерживать регулируемую величину на уровне, являющемся заданной функцией времени или какого-либо параметра.

Во многих процессах оптимальный режим работы соответствует экстремуму регулируемой величины. В этих случаях возникает необходимость экстремального регулирования, задачей которого является отыскание и поддержание экстремальных значений регулируемой величины.

Чтобы экстремальный регулятор мог действовать, необходимо определить вид той зависимости, экстремум которой мы хотим найти. Это можно достигнуть введением в процесс искусственного (принудительного) возмущения. Специальным прибором определяется реакция системы (объекта) на возмущение, то есть определяется характер (величина и знак) изменения регулируемого параметра. Если возмущение приводит к изменению регулируемой величины в нужную сторону (по направлению к экстремуму), то оно допускается экстремальным регулятором до достижения экстремума. Если же регулируемая величина удаляется от экстремума, то происходит реверс исполнительного органа и начинается приближение к экстремуму. Следовательно, решение основной задачи обеспечивается выполнением простейших логических операций, хотя необходимость защиты регулятора от помех (случайных возмущений) несколько усложняет полное решение задачи.

В такой постановке система экстремального регулирования (СЭР) представляет собой простейшую самонастраивающуюся систему автоматического регулирования. В отличие от обычной системы с заданной настройкой, СЭР способна учитывать возможные непредвиденные изменения и автоматически перестраивать свою работу, поддерживая оптимальные условия работы мельниц. Необходимым условием подобной самонастройки является непрерывный поиск (в простейшем случае – сканирование).

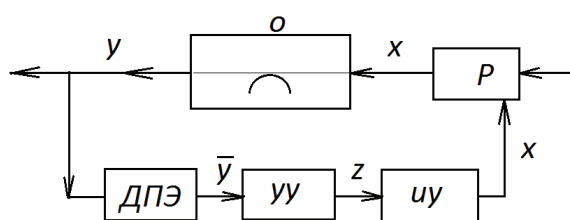


Рис. 5.6. Функциональная схема системы экстремального регулирования мельничного способа приготовления литой твердеющей закладки

Функциональная схема СЭР включает следующие основные элементы (рис. 5.6):

о – объект экстремального регулирования (шаровая мельница);

Р – регулирующий орган (вода, качественные и количественные показатели измельчаемого материала);

ДПЭ – датчик показателя экстремума, определяющий величину, характеризующую положение системы относительно точки экстремума

(чаще всего это производная выходной величины по входной $\frac{\partial y}{\partial x}$);

уу – управляющее устройство, предназначенное для определения характера воздействия на исполнительное устройство в зависимости от сигнала датчика показателя экстремума;

$иу$ – исполнительное устройство, чаще всего это реверсивный двигатель непрерывного или шагового действия.

Из методов получения производной наиболее применимы: непосредственное дифференцирование; вспомогательная пробная синусоидальная модуляция с последующим фазовым детектированием; приближенное дифференцирование – аппроксимация производной при помощи первых разностей.

Отличительной особенностью СЭР является способность решать задачи, недоступные системам обычного регулирования с заданной настройкой. Одна из таких задач – поддержание оптимального режима работы мельницы с учетом непредвиденных и зачастую трудно поддающихся контролю изменений его свойств и параметров. Эта особенность СЭР во многих случаях позволяет создать относительно простые системы автоматического регулирования сложных технологических процессов, так как анализируется лишь конечный результат реакции объекта на искусственные возмущения входа.

По способу поиска экстремума СЭР делятся на системы с независимым и с зависимым поиском.

Автоматическое регулирование сильно инерционных систем, к которым как объект регулирования относится и мельничный узел приготовления твердеющих смесей, связано со специфическими трудностями. Прежде всего необходимо учитывать время запаздывания в исполнении мелящего узла команд. Анализ систем экстремального регулирования показывает, что для объектов с большим временем запаздывания единственно приемлемой является шаговая СЭР с «обсуждением» результатов каждого последующего шага по результатам предыдущего вне связи с фактом прохода экстремума. Поэтому управляющее устройство, определяющее номер шага перемены знака, должно быть основано на принципе анализа знаков производных и взятых в виде первых разностей. Дискретный по времени характер воздействия на процесс значительно упрощает осуществление этого принципа в шаговой системе регулирования. Запаздывание в объекте здесь просто учитывается соответствием $\Delta y(u) = F[\Delta x(u-1)]$, где $\Delta y(u) = y(u+1) - y(u)$ – первая разность.

Если время запаздывает в объекте τ_3 меньше интервала между шагами T , то влияние запаздывания полностью исключается, и управляющее устройство строится как для безынерционных систем. Таким образом, в шаговых СЭР, у которых $\tau_3 < T$, качество регулирования оценивается так же, как качество регулирования безынерционных систем. Время запаздывания в объекте влияет только на быстроедействие системы регулирования.

Устойчивость СЭР при действии случайных возмущений определяется принципом работы СЭР и свойством объекта. Наиболее устойчивы

СЭР с пропорциональным шагом и с синусоидальной модуляцией. Метод синусоидальной модуляции невозможно использовать для экстремального регулирования сильно инерционных объектов из-за низкой частоты модуляции. Особенностью СЭР с пропорциональным шагом является то, что каждый последующий шаг зависит не только от знака, но и от величины производной, то есть $\Delta x(n+1) = k\Delta y(n)$, где $\Delta y(n) = y(n-1) - y(n) = F\Delta x(n)$; k – коэффициент пропорциональности.

Применение СЭР с пропорциональным шагом дает принципиальную возможность отключения регулятора при достижении экстремума. Действительно, по мере приближения к экстремуму величина шага уменьшается со снижением крутизны, и, наконец, будет сделан шаг, результат которого окажется меньше области нечувствительности, и система становится вблизи оптимального режима. В отключенном состоянии система может находиться любое время, пока не изменятся условия. Остановка СЭР при достижении экстремума возможна только с учетом реальных характеристик объекта, когда изменение качественных свойств входа вызывает изменение выхода.

Для определения y непосредственным дифференцированием и методом отсчета первой разности необходимо «запоминающее» устройство. Для сильно инерционных систем время «памяти» должно составлять несколько, а то и десятки минут. Для сильно инерционных систем рационально перейти от запоминания электрической величины к фиксации механических перемещений. Для этой цели можно использовать пиквольтметры с механической фиксацией пика либо компенсационные устройства.

Величина выхода $y(n)$ в виде электрического сигнала или механического перемещения измеряется компенсационным методом. Изменение $y(n)$ вызывает разбаланс схем, напряжение которого подается на вход усилителя. Выход усилителя управляет работой двигателя-компенсатора, который изменяет вторичный элемент равновесной схемы до наступления в схеме равновесия. Если двигатель-компенсатор отключить на время T (интервал между шагами) и произвести шаг на входе, то при следующем включении он скомпенсирует рассогласование в схеме измерения, вызванное изменением выхода в период произведенного шага. При этом направлением компенсации определяется знак первой разности y , а временем компенсации (при неизменной скорости двигателя-компенсатора) – ее величина. С наступлением равновесия в схеме двигатель-компенсатор отключается и процесс повторяется. Производится очередной шаг на входе. Выдерживается интервал времени T , необходимый для успокоения системы и учета времени задержки. Включается двигатель-компенсатор – отсчитывается новое значение y по величине и знаку. Знак y определяет направление последующего шага.

Если время запаздывания в объекте $\tau_3 \gg t_k$ (t_k – время компенсации результата очередного шага), то включение двигателя-компенсатора и изменение входа (шаг) можно производить одновременно. При этом можно считать, что за время, необходимое двигателю-компенсатору для компенсации результата предыдущего шага, очередной шаг на входе не успеет вызвать изменение выхода. В этом случае максимально просто решается схема СЭР с пропорциональным шагом. Действительно, если величина шага пропорциональна времени включения исполнительного механизма (серво-двигатель с постоянными оборотами) $\Delta x(n+1) = k_1 t$, а время включения равно времени компенсации результата предшествующего шага двигателем-компенсатором $t = k_1 \Delta y(n)$, то цикл работы замкнется по вышеприведенным равенствам: $\Delta x(n+1) = k_1 k_2 \Delta y(n) = k \Delta y(n)$; $\Delta y(n) = y(n-1) - y(n) = -F \Delta x(n)$, где k – коэффициент пропорциональности.

Изменение скорости серводвигателя позволяет регулировать коэффициент пропорциональности, что делает СЭР весьма гибкой в управлении. Направление вращения серводвигателя (шага) определяется командным устройством, анализирующим комбинации знаков приращений.

Применение компенсационных устройств в качестве запоминающих с неограниченным временем «памяти» облегчает задачу остановки СЭР при достижении экстремума. Такая остановка для СЭР с ограниченным временем «памяти» опасна: может произойти выход в одно из крайних положений при действии медленных изменений входа или параметров системы. В данном случае это исключено, так как любые медленные изменения в итоге превысят область нечувствительности регулятора и вызовут его срабатывание, в результате чего будет найден новый экстремум, соответствующий измененным условиям. Таким образом, СЭР, оставленная при достижении экстремума, работает как САР, но при отклонении от установившегося режима включается в режим автоматического поиска нового экстремума.

Необходимость создания самонастраивающейся системы обусловлена постоянным влиянием на положение оптимума медленных изменений параметров объекта и условий работы вследствие износа мелющих шаров и футеровки мельницы, изменения твердости и крупности исходных компонентов питания мельницы, их соотношения. В этих условиях ведение процесса в оптимальном режиме возможно только при непрерывном автоматическом следовании за изменяющейся настройкой объекта, за значением входной величины, соответствующей экстремуму выходной.

В мельничном узле приготовления активированной ЛТС имеют место и другие возмущения: неоднородность и неравномерность питания мельницы, значительные изменения водного режима, влияющие в определенных пределах на количество и качество активации ЛТС. Эти изменения

имеют более высокую частоту колебаний и определяют выбор конкретной системы экстремального регулирования и ее отдельных элементов.

На рис 5.7 представлена самонастраивающаяся система авторегулирования процесса измельчения материала закладки в шаровой мельнице, основным элементом которой является экстремальный регулятор с пропорциональным шагом.

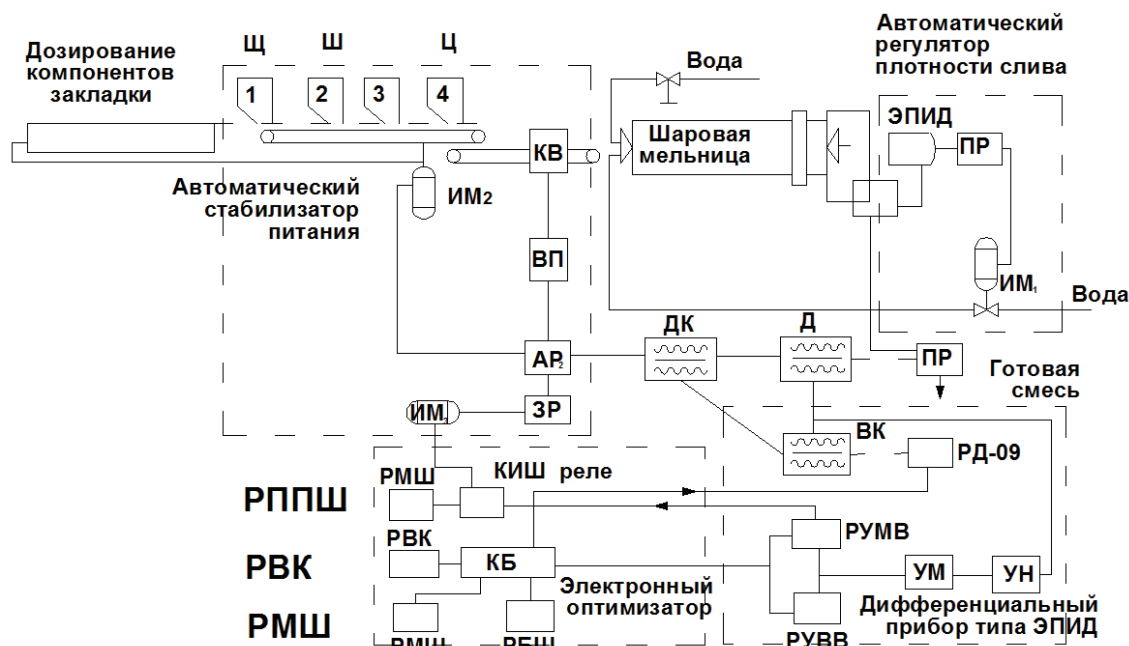


Рис. 5.7. Блок-схема самонастраивающейся системы авторегулирования мельничного способа приготовления литой твердеющей закладки

Самонастраивающаяся система состоит из следующих основных узлов:

1. Узел поддержания постоянства плотности слива: пьезометрическая станция (ПС) с дифманометром, измерительный прибор типа ЭПИД с реостатным задатчиком, пропорциональный регулятор (ПР1) типа ПР-220 и задвижка с исполнительным механизмом (ИМ1).

2. Узел поддержания постоянства тоннажа и качества шихты питания мельницы: регулируемый питатель с исполнительным механизмом (ИМ2), конвейерные весы (КВ) с вынесенным показывающим и регулирующим вторичным прибором (ВП) и автоматический регулятор (АР2) с задатчиком (ЗР).

3. Экстремальный регулятор, на выход которого поступает импульс от датчика (Д) поплавкового расходомера слива (ПР), выход (ИМЗ) изменяет установку задатчика регулятора питания мельницы, дозирующего в нужном расходе компоненты твердеющей закладочной смеси и подачу шихты в мельницу.

Основные узлы могут работать как самостоятельные регуляторы, так и в системе экстремального регулирования.

5.4. Системы и литые твердеющие смеси из отходов производства, используемые при разработке угольных пластов АО шахты «Коксовая»

В настоящее время определился круг систем разработки угольных пластов с твердеющей закладкой, используемых или рекомендуемых для применения в условиях шахты.

В технологической схеме длинношпуровой системы разработки, рекомендуемой для крутых пластов ($45\text{--}90^\circ$) мощностью 2–4,5 м, выемка ведется подэтажами высотой 20–50 м. Подэтажи отрабатываются камерами шириной 6–30 м. После отбойки и выгрузки угля из камеры производится ее закладка твердеющей смесью. Между камерами оставляют угольные целики шириной 2–3 м, что имеет целью увеличить фронт выемки за счет одновременной отработки камер. Прочность закладочного массива камер первой очереди регламентируется условием устойчивости обнажения по восстановлению 30–50 м.

Технологическая схема камерно-столбовой выемки пластов мощностью более 1,5 м комбайнами «Темп» предусматривает деление этажа на подэтажи высотой 20–50 м. Мощность наклонного слоя до 2 м, ширина первичных (ПК) и вторичных (ВК) камер 6–30 м. Слои извлекаются в нисходящем порядке. После выемки каждого слоя выработанное пространство его заполняется твердеющей закладкой с предварительным монтажом арматуры из металлической ленты, с расстоянием между ее нитями 0,5 м. Ленты ориентированы по падению и располагаются у почвы слоя. Вторичные камеры извлекают после выемки в подэтаже всех первичных.

Порядок выемки подэтажей оказывает существенное влияние на величину напряжений и деформаций в угольных и искусственных целиках.

При развитии очистных работ от вентиляционного штрека сдвижения кровли и деформации горных конструкций системы разработки следует ожидать постоянными на период выемки всех этажей. Развитие работ от откаточного трека к вентиляционному будет сопровождаться нарастанием нагрузок и деформаций по мере выемки подэтажей. Поддержание устойчивости угольных, и особенно искусственных, целиков в верхнем подэтаже будет весьма затруднено.

В рассматриваемой технологической схеме прочность закладочного массива следует определять:

- при выемке первичных камер по площади обнажения слоя закладочного массива, который испытывает растягивающие нагрузки собственного веса;

- на стадии выемки вторичных камер определяется также прочность на растяжение по площади обнажения подработанного слоя закладки и обнажения бокового борта его.

Разработка мощных крутых пластов по комбинированной технологии с литой твердеющей и гидравлической закладкой подэтажами в нисходящем порядке осуществляется первоочередной выемкой нечетных подэтажей высотой 7,5–10 м с твердеющей закладкой. При этом выемка ведется полосами шириной 3,5–5,5 м и высотой 2,5 м с использованием механогидравлического комбайна К56 МГ. При отработке четных подэтажей в первую очередь извлекаются крутонаклонные полосы шириной 4–5 м на полную мощность пласта, которые заполняются твердеющей закладкой, образуя барьерные целики, разделяющие секции. Длина секции 15–20 м. Отбойка угля в секциях ведется гидромониторами.

В процессе выемки секций четных подэтажей происходит обнажение твердеющего закладочного массива с образованием ситуаций:

- обнажена потолочина нечетного этажа с размерами $\ell_0 \cdot m$, где ℓ_0 и m – соответственно длина секции и мощность пласта, массив закладки армирован металлическими полосами;
- обнажены борта крутонаклонных барьерных целиков с размерами $m \cdot h$ (h – высота подэтажа);
- потолочный массив и крутонаклонные полосы твердеющей закладки пригружены смещающимися породами почвы и кровли, а также отжимом более прочного угольного массива смежной секции.

Разработка мощных крутых пластов наклонными слоями в нисходящем порядке с механогидравлической выемкой их полосами по простиранию с литой твердеющей закладкой формирует закладочный массив, нагружаемый собственным весом и перпендикулярными пласту напряжениями. После выемки каждой полосы над забоем возводится сводчатая крепь-перемычка, выше которой возводится закладочный массив, постоянно подкрепленный. Обнажение потолчины производится при переносе арок крепи после выемки слоя. При этом потолочина остается обнаженной на всей длине крыла поля и нагружена собственным весом.

В технологических схемах разработки мощных крутых пластов горизонтальными слоями в восходящем порядке выемка ведется от откаточного горизонта. Пласт вынимается сразу на полную мощность (до 5 м) или полосами по простиранию. После выемки полосы, наклоненной от места подачи закладки к флангу под углом 4–5°, выработка полностью заполняется твердеющей закладкой.

В процессе развития очистной выемки обнаженной является верхняя поверхность закладочного массива, на которой располагается технологическое оборудование, и борт смежной по мощности заполненной закладкой

полосы. Механические свойства закладочного массива для данных технологических схем должны обеспечивать устойчивость вертикального обнажения высотой 2,5 м, а верхний слой должен соответствовать удельному давлению на него используемого оборудования.

5.5. Расчетные схемы и нормативная прочность закладочного массива

В технологических схемах с камерно-целиковой двухстадийной выемкой пластов мощностью, отрабатываемой в один слой, обнажение закладочного массива имеет место при выемке камер второй очереди: обнажаются боковые борта искусственных целиков. Площадь обнажения $S_{об} = mh_{п}$, где m , $h_{п}$ – соответственно мощность пласта и наклонная высота подэтажа. Нормативная прочность, МПа, закладочного массива, который обнажается, а следовательно, должен быть определен, находится по зависимости [2, 127, 128]:

$$\sigma_{н1} = \frac{\sigma_1^{зак} \cdot K_3}{K_{\phi} \cdot K_d},$$

где K_3 – коэффициент запаса прочности, $K_3 = 1,5-2$; K_{ϕ} – коэффициент формы целика, $K_{\phi} = \sqrt{\frac{a}{h_{ц}}}$ при $a > h_{ц}$; $K_{\phi} = 0,6 + 0,4 \frac{a}{h_{ц}}$ при $a < h_{ц}$, где a и $h_{ц}$ – соответственно ширина и высота целика.

$$\sigma_1^{зак} = \frac{K_{\alpha} \cdot \gamma_{п} \cdot H_{пр} \cdot S_{кр}}{10^6 \cdot S_3} + \frac{\gamma_3 \cdot h_{ц}}{10^6},$$

где $K_{\alpha} = \cos^2 \alpha + \lambda \sin^2 \alpha$ – коэффициент влияния угла падения пласта; $\gamma_{п}, \gamma_3$ – соответственно удельный вес пород кровли закладочного массива; $H_{пр}$ – высота пригружающей толщи, мм; $S_{кр}, S_3$ – площадь соответственно кровли, приходящейся на искусственную опору, и поперечного сечения целика. При равной ширине камер первой и второй очередей $S_{кр} / S_3 = 2/1$; $h_{ц}$ – высота целика (подэтажа), м.

При помощи пласта 2 м, высоте подэтажа 50 м и ширине первичных и вторичных камер по 30 м $\sigma_{н1} = 3,75$ МПа.

В схемах с камерно-целиковыми системами разработки, когда первичные и вторичные камеры извлекаются наклонными слоями, обнажение закладочного массива образуется на высоту этажа по ширине камеры.

Нормативная прочность, МПа, закладки определяется по условию нагружения закладочного массива собственным весом и пригрузкой со стороны отслоившихся пород в своде разгрузки (рис. 5.8).

$$\sigma_{\text{н}} = \frac{qK_{\alpha} \cdot L_1}{10^6 a_3 L_3} + \frac{\gamma_3 h_{\text{ц}}}{10^6},$$

где L_1 – пролет подработки закладочного массива по простиранию пласта, м; a_3 – ширина целиков из закладки, м; L_3 – наклонная высота подэтажа, м; q – вес пород свода давления на единицу длины по простиранию, Н;

$$q = \frac{\gamma_{\text{п}}}{2} \cdot \left(\frac{L_3^2 \cdot \operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi_1}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \varphi_1} + h' \cdot \operatorname{tg} \varphi_1 \cdot \sin \beta_1 \right),$$

где $\varphi_1 = \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right) - 0,5\alpha$; β_1 – угол сдвижения пород, град; h' – вертикальная высота подэтажа, м.

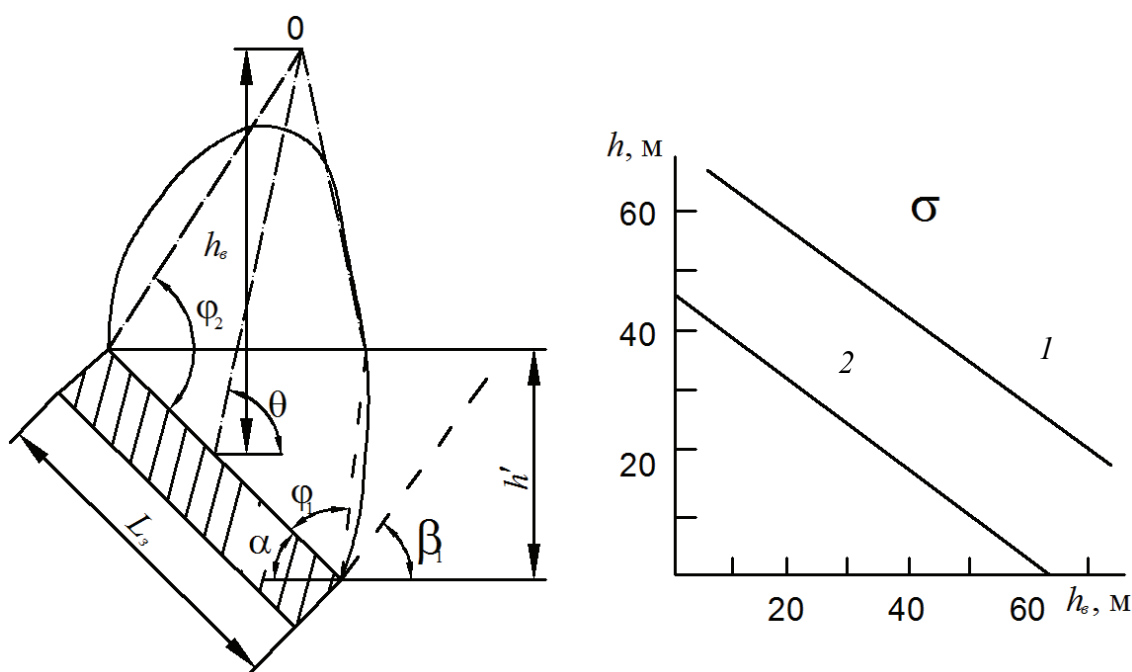


Рис. 5.8. Расчетная схема и графики зависимости высоты обнажения h наклонной залежи от величины пригрузки $h_{\text{в}}$: 1 – $\sigma_3 = 3$ МПа; 2 – $\sigma_3 = 2$ МПа

Расчеты показывают, что высота устойчивого обнажения h' определяется высотой свода пригрузки $h_{\text{пр}}$ в виде, представленном на рис. 5.8, то есть для рассматриваемых условий с углом падения 45° и высоте подэтажа до 40 м достаточно иметь закладочный массив с пределом прочности на сжатие 3 МПа.

В технологических схемах, в основу которых положен принцип выемки мощных крутых пластов горизонтальными слоями в нисходящем порядке, нормативную прочность закладочного массива с достаточной для практики точностью можно определять по схеме балки, защемленной на двух опорах. Нормативная прочность, МПа, с учетом запаса прочности $K_3 = 3$ и соотношения предельных допустимых значений изгибающих и сжимающих напряжений $\sigma_{изг} = 0,4 \cdot \sigma_{сж}$ составит

$$\sigma_n = 2,8 \cdot \frac{\gamma_3 \cdot \ell^2 (1 + K_n)}{10^6 \cdot h_n},$$

где ℓ – ширина полосы, м; K_n – коэффициент пригрузки на несущий слой для выемки крутых пластов в 2–3 заходки $K_n = 1,5–2$ МПа; h_n – толщина слоя закладки в кровле.

При выемке горизонтальных слоев мощностью 2,5 м полосами шириной 3–6 м прочность закладки должна быть 3–5 МПа.

В схемах с восходящим порядком выемки горизонтальных слоев для сохранения устойчивости обнажения вертикального обнажения полосы высотой 2,5 достаточно иметь прочность с $\sigma_{сж} = 0,3–0,5$ МПа. Прочность верхнего слоя покрытия для доставочных машин ПД-5, ПД-8 и ПД-12 должна составлять 0,7–1,5 МПа. Прочность остальной части заложеного и необнажаемого массива 0,3–0,5 МПа.

Исследование составов твердеющей закладки на основе белитового шлама велось согласно разработанной методике. Составы готовились при совместном измельчении в шаровой мельнице в последовательности, позволяющей анализировать свойства закладки в зависимости от компонентов, применяемых в рецептуре состава, их процентного содержания и тонины помола. Изучение физико-механических свойств осуществлялось согласно временной технологической инструкции по производству закладочных работ ЛТЗ на шахте «Коксовая», утвержденной по ПО «Прокопьевскуголь». Определение прочности проводилось в возрасте 7, 14, 28 сут на пресс-машине УМЭ-10ТМ. Фазовые превращения в гидратированном составе смесей по контрольным срокам твердения исследовались на рентгеновском дифрактометре «ДРОН-3» (излучение Cu-K₂, скорость записи 1 град/мин). Дифференциальный термический анализ проводили на дериватографе Q-1000. Исследовались рецептуры составов закладки на основе белитовых шламов с целью их производства в шаровой мельнице.

Подбор рецептов осуществлялся путем выбора активизатора вяжущих свойств белитового шлама из числа наиболее доступных материалов в условиях шахты «Коксовая».

Исследованы вяжущие свойства измельченного белитового шлама без активизатора и белитового шлама с добавкой фторгипса (шлам АГК), шлака Западно-Сибирского металлургического комбината (ЗСМК), золы уноса электрофильтров Красноярской ТЭЦ 1, измельченных местных горелых пород, отмытых от вредных примесей и без отмывки, активизатора на основе ХСТН. Химический состав исходных компонентов приведен в табл. 5.7.

Таблица 5.7

Химический состав исходных компонентов

Компоненты смеси	Содержание окислов, %						
	SiO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	П.П.П.
Белитовый шлам	24–28	3–5	3–4	47–53	0,8–1,7	0,8–2,2	5–10
Гранулированный шлак ЗСМК	35,7	15,5	0,4–0,66	28,5–31,9	12,2	1,1–1,5	3–8
Горелые породы	63,9	20,9	5,0	2,4	1,5	0,4	2–4
Зола уноса	47,3	12,2	2–3	21,4	2–4	2–4	5–10
Фтористый гипс – содержание: CaSO ₄ ·2H ₂ O – 84 %, CaF – 14 %, прочее – 2.							

В табл. 5.8 приведены результаты исследований. Тонкость помола указана в доле материала, измельченного до тонины минус 0,08 мм.

Первая серия экспериментов проведена при использовании в качестве активизатора белитового шлама – фторгипса. Из табл. 5.8 видно, что при добавке фтористого гипса в диапазоне 5–30 % резко растет прочность образцов по сравнению с образцами без его добавки.

Условия варьирования тонкостью помола материалов показали, что этот фактор имеет определяющее значение для прочности. При идентичной рецептуре увеличение тонины помола с 55 % до 70 % обеспечивает рост прочности образцов на 30–40 %. Это определило необходимость серьезной проработки вопросов обоснования и выбора параметров технологии мельничного приготовления ЛТС на основе белитового шлама.

Кубиковая прочность образцов на основе белитового шлама и шлака по сравнению с фторгипсом резко снижается. При варьировании количества шлака в диапазоне 20–70 % прочность образцов меняется в 2–3 раза. Аналогичные результаты получены и при использовании золы уноса Красноярской ТЭЦ-1, которая использовалась на шахте при приготовлении закладки в 1988–89 гг. Достаточно высокими активирующими свойствами обладают горелые породы, как простые, так и отмытые. Их количество в составах смеси варьировалось в диапазоне 50–70 %.

При этом прочность образцов с простыми горелыми породами в возрасте 28 сут не выходила за пределы 20–40 кг/см², а на отмытых горелых породах образцы показывали прочность 40–50 кг/см² в том же возрасте. Дополнительно были проведены исследования по влиянию химической активирующей добавки на основе ХСТН.

Таблица 5.8

Исследования вяжущих свойств ЛТС на основе белитового шлама

Расход материалов					Тон- кость помо- ла, %	Влаж- ность, %	Прочность образцов, кг/см ² , по срокам твердения, сут		
Белитовый шлам, %/кг	Фторгипс, %/кг	Шлак ЗСМК, %/кг	Горелые породы, %/кг	Зола уноса, %/кг			7	14	28
70/6,3	30/2,7				55,3	22,9	71,8	119	143
80/7,2	20/1,8				54,9	22,8	60,6	90,6	133
90/9,0	10/1,0				55,1	23,4	66,2	88,3	136
95/9,5	5/0,5				55,6	23,9	62,9	99,7	113
80/8,0	20/2,0				70		100	142,5	1784
100/10					56,1	23,7	10,0	21,9	41,4
60/6,0		40/4,0			50,0	28,0	1,0	6,0	15,0
70/4,0		30/6,0			49,0	28,0	0,9	7,8	18,0
40/4,0		60/6,0			50,0	27,0	1,0	4,8	13,0
30/3,0		70/7,0			50,0	26,0	1,1	3,0	6,0
80/8,0		20/2,0			50,	26,0	2,0	6,2	15,0
60/6,0				40/4,0	56,1	28	1,8	3,0	8,0
70				30	56,3	28	2,2	4,4	13,2
80				20	55,9	26,5	2,0	5,0	14,0
50			50		53,9	26,7	2,7	14,4	36,1
60			40		54,8	27,1	3,1	18,2	39,8
40			60		55,2	26,8	2,9	12,6	31,0
30			70		54,1	26,9	3,0	8,1	24,6

В результате проведенных исследований [119] установлено, что по вещественному составу белитовый шлам глиноземного производства может быть использован в качестве вяжущего для приготовления твердеющей закладки.

Таблица 5.9

Рецептуры, рекомендуемые для испытания составов

Состав	Рецептура № 1, %	Рецептура № 2, %
Белитовый шлам	25–40	20–45
Фторгипсовый шлам	5–8	–
Горелые породы	15–25	–
Шлак ЗСМК	32–45	20–35
Золы уноса ТЭЦ	–	2–35
Вода	Остальное	Остальное

На основе выполненных исследований в качестве активизатора был выбран фтористый гипс, отходы производства фтористого алюминия, золы уноса ТЭЦ и горелые породы как с применением их промывки, так и без нее. Составы, рекомендованные в производство, представлены в табл. 5.9.

5.6. Твердеющие смеси с добавкой клинкера

Подбор рецептур закладочных смесей с добавкой клинкера осуществлялся путем выбора компонентов ЛТС из перспективных материалов для закладочных работ в условиях шахты «Коксовая». Опробованы следующие материалы: клинкер; золошлаковая смесь котельных; известняк; белитовый шлам; песчано-гравийная смесь.

Целью исследований было определение вяжущих свойств ЛТС с добавкой клинкера, их прочностных характеристик.

Задачей исследований являлось определение оптимального соотношения компонентов в смеси и характера изменения прочности образцов во времени.

Методика исследований предусматривала изучение свойств формируемых составов на основании новообразований в процессе реакции гидратации, определяемых рентгеноструктурным анализом. Исследования проводились по схеме, которая имитировала приготовление твердеющей закладочной смеси в условиях КУЗ-120 шахты «Коксовая».

Мельница работала в открыто-цикловом режиме. Фазовые превращения при твердении массива исследованы на рентгеновском дифрактометре ДРОН-3. Результаты экспериментальных исследований сведены в табл. 5.10.

Таблица 5.10

**Состав, характеристика закладочной смеси
на основе молотого клинкера и результаты испытаний образцов**

Расход материалов, %					Характеристика смеси			Прочность на сжатие образцов-кубиков, МПа		
Клин-кер	Шлак	Извест-няк	Белито-вый шлам	Вода	Влаж-ность, %	Плот-ность, г/см ³	Тонкость помола, см ² /г	при сроках твердения, сут		
								7	14	28
15	60			25	27	1,8	4 000	4,0	7,0	8,4
15		55		30	25	1,7	4 200	4,5	7,4	9,0
15				25	26	2,0	3 900	3,0	6,2	7,5
15	35	25		25	22	1,82	4 100	3,9	6,8	8,5
15	25	35		25	23	1,78	4 100	4,1	7,0	8,8
15		60		25	23	1,75	4 500	4,6	7,9	10,0
5			70	25	24	1,98	4 000	3,2	6,5	8,0

Определение насыпной плотности, влажности, гранулометрического состава и физико-механических свойств золошлаковой смеси и известняка проводилось по методике ГОСТ 9758–86, ГОСТ 310–1–76 и ГОСТ 255–2–83.

Анализы составов шлака и известняка велись с использованием флюоресцентного, рентгеновского анализатора VRA-30 и рентгеновского дифрактометра ДРОН-3 с расшифровкой спектров. Прочность на сжатие определялась по ГОСТ 10180–78. Удельная поверхность активированного материала определена на приборе ПСХ по ГОСТ 310.2–76.

Исходные образцы (нулевые образцы) готовились из смеси исходного шлака и клинкера в объемном отношении 6:1. После добавления 35 % воды и активации в мельнице смесь заливалась в формы. Отверждение проводилось 28 сут.

Образцы с добавкой шлака, зол уноса, известняка и белитового шлама готовились согласно общей методике ГОСТ 310.1–78.

В результате анализов выявлено, что исходная золошлаковая смесь содержит 73,4 % стеклофазы. Остальные 26,6 % приходятся на долю минералов: кварца, кальцита, муллита, гематита, анорита, следов каолинита и мусковита. Все эти минералы, кроме следов каолинита и мусковита, есть и в образцах шлака.

В отходах Прокопьевского известняка на долю карбоната кальция приходится 90 % массы. Остальные 10 % представлены минералами: анкеритом, кварцем, следами мусковита и гипса. Средняя насыпная плотность известняка составляет в исходном состоянии $1\,610\text{ кг/м}^3$, после сушки – $1\,453\text{ кг/м}^3$, влажность 10 %. Насыпная плотность золошлаковой смеси составляла 735 кг/м^3 . Для сухого шлака плотность 995 кг/м^3 . Удельная поверхность активированного шлака $3\,204\text{ см}^2/\text{г}$. Шлак содержит 3,9–4,1 % остатков несгоревшего угля. Гранулометрический состав шлака до активации соответствует содержанию класса минус 0,08 мм 2,3 %, после активации – 73,4 %.

В состав шлака входят основные элементы Si, Al, Fe, Ca и сопутствующие Ti, K, S, Mn (менее 15 %). Стеклофазы в нем 73,4 %. Остальное, по данным рентгенофазового анализа и мессбауэровской спектроскопии, приходится на 6 минералов, по степени убывания концентраций расположенных в ряд: кварц – SiO_2 , кальцит – CaCO_3 , гематит – $\lambda\text{-Fe}_2\text{O}_3$, муллит – $\text{Al}_6\text{Si}_2\text{O}_{13}$, анорит – $(\text{Ca},\text{Na})\cdot(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_8$, следы мусковита – $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$, каолинита – $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$. Минералов, обладающих вяжущими свойствами (алит, белит, алюмоферрит, CaO, полуводный гипс и других), в шлаке не обнаружено.

В известняке на долю CaCO_3 приходится 90 %. Остальные 10 % представлены анкеритом – $\text{Ca}(\text{Mg}_{0,67}\text{Fe}_{0,33})\cdot(\text{CO}_3)_2$, кварцем – SiO_2 , аноритом – $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$, следами гипса, талька и мусковита.

5.7. Стабилизация качестваготавливаемых активированных закладочных смесей в шаровых мельницах

Влияние износа мелящих тел на производительность мельниц и качество активации твердеющих смесей

Основными характеристиками мельничного помола, определяющими эффективность приготовления ЛТС, являются: производительность мельниц, тесно связанная с мелящей загрузкой, тониной измельчения и качественным составом получаемого материала на выходе из нее [57, 84, 126, 129].

Взаимосвязь этих характеристик является предметом многочисленных исследований, в основном применительно к задачам измельчения рудной массы на стадии обогащения, и совершенно не изучены режимы работы шаровых мельниц в процессе приготовления ЛТС. Хотя в этом случае, как показывают исследования [123, 130], появляется необходимость не только измельчать компоненты до определенной тонины помола, но и генерировать при этом требуемое их соотношение в активном классе совместно измельченного продукта. Закономерности совместного измельчения разнопрочных и разноплотных материалов определяются соотношением компонентов измельчаемых материалов на входе в мельницу. Тонкость измельчения и распределение по классам крупности каждого из компонентов определяет прочность ЛТС, ее транспортабельность, способность к расслаиваемости [117, 131].

При анализе действия измельчающих тел на материал в мельнице предполагается, что энергия измельчающей среды распределяется пропорционально содержанию отдельных компонентов. На этом положении базируются выводы о пропорциональности производительности мельниц среднему содержанию частиц крупного класса в мельнице [132] и о закономерностях процесса измельчения, отражающих убывание скорости измельчения с уменьшением содержания частиц крупного класса. Видимо, эти выводы могут рассматриваться как первое приближение к объяснению сложных явлений, сопровождающих процесс измельчения поликомпонентных твердеющих смесей в процессах производства.

В действительности при измельчении смесей разнопрочных компонентов возможно взаимное влияние их индивидуальных свойств: крупности частиц, их упругости, измельчаемости, крепости [84]. Если компоненты, например, в бинарной смеси имеют близкие свойства и незначительно отличаются по измельчаемости, то пропорциональность распределения энергии их содержания в мельнице подтверждается экспериментально,

то есть в этом случае наблюдается независимость их измельчения [126]. Если же один из компонентов закладочной смеси трудноизмельчаемый или имеет размеры частиц значительно больше размеров частиц другого компонента, то первый компонент сам служит измельчаемой средой для легкоизмельчаемого или мелкого компонента.

При измельчении смеси разнопрочных или разноплотных компонентов фракционный состав каждого компонента в измельченном продукте будет различным из-за разности в скорости их измельчения: легкоизмельчаемый материал будет представлен более тонкими фракциями по сравнению с трудноизмельчаемым [130]. Явления такого характера наблюдаются при промышленном открыто-цикловом способе измельчения многокомпонентных смесей, который применен в производстве литой твердеющей закладки в шаровых мельницах [121]. В связи с чем гранулометрический состав шихты и содержание в нем каждого из компонентов является не только одним из основных факторов, определяющих производительность мельниц, но и определяющим генерацию содержания активного класса сложного вяжущего смеси, то есть ее качество.

Анализ приготовления ЛТС на закладочных комплексах показывает, что стабильность производства зависит от параметров, определяющих режим работы мельниц. Особое внимание при этом уделяется мелющей загрузке, динамике износа, которая вызывает падение производительности мельниц, изменение гранулометрического и качественного состава готовой смеси и, как следствие, ухудшение физико-механических свойств твердеющего массива. Для поддержания стабильности шаровой загрузки мельниц необходимы ее регулярные дозагрузки в размере износа мелющих тел.

С целью определения режимов дозагрузки мельниц шарами и влияния их износа на производительность исследовалась работа шаровых мельниц на руднике «Таймырский». Исследования проводились по следующей схеме: мельница работала в открыто-цикловом режиме, подготовка и подача материала в мельницу осуществлялась по действующей технологической схеме комплекса. Гранулометрическое состояние измельчаемого материала на входе в мельницу регулировалось весовым соотношением входящих в него компонентов и оценивалось расситовкой, поддерживалось рациональное соотношение компонентов в шихте. Водотвердое отношение пульпы регламентировалось требованием трубопроводного транспорта. Процесс приготовления закладочной смеси осуществлялся по утвержденной методике. Оценивалась производительность мельницы по рекомендуемой тонине измельчения ЛТС в процессе износа и догрузки мелющих тел, текущее изготавливаемых смесей, прочность формируемого массива.

Управление шаровой загрузкой мельницы осуществляли во время полной замены и дозагрузки мелющих тел. В мельницу после ее остановки

и очистки загружались новые шары одного диаметра. Диаметр шара определялся из расчета куска измельчаемого материала:

$$D_{ш} = 28^3 \sqrt{d_k}.$$

Мельница заполнялась шарами до уровня трубошнека, при этом определялся коэффициент заполнения и насыпная масса мелющих тел соответственно. На полученной шаровой загрузке готовилась ЛТС рекомендуемых рецептур. В процессе производства велся контроль за приготовлением твердеющей смеси, отбирались пробы на прочность и текучесть ЛТС. По требуемому классу измельчения варьировалась производительность мельницы, оценивалась ее работа при существующих загрузках мелющими телами на различных составах смеси. Во время проведения промышленных экспериментов определялся износ шаров путем замеров их диаметров в мельнице.

Показатели шаровой загрузки – насыпная масса, вес шаров, процентное содержание шаров различного диаметра – определялись расчетным способом с использованием экспериментальной информации. По мере износа шаров проводилась их догрузка, при этом менялся гранулометрический состав, а следовательно, и насыпной вес шаровой загрузки, что влияло на параметры помола и качествоготавливаемой ЛТС. Появление мелких шаров в бутаре характеризовало начало установившегося процесса износа шаровой загрузки в мельнице, то есть шары диаметром 100 мм в процессе наработки смеси прошли цикл износа и превратились в шаровую мелочь диаметром 15 мм, которая, изнашиваясь, выходила через решетку. Выход шаров в бутару замерялся, вычислялся износ шаров с поправкой на выход шаровой мелочи из мельницы.

В процессе проведения экспериментальных работ оценивались качественные и количественные характеристикиготавливаемых твердеющих смесей [122, 123].

Аналогично проводились исследования мельничного измельчения и перемешивания компонентов ЛТС на руднике «Маяк» и шахте «Коксовая». Изучалась работа трубных двухкамерных мельниц с центральной разгрузкой типа МС 3,2×15 и МС 4×13,5; режим их дозагрузки мелющими телами, износ шаровой загрузки и его влияние на производительность, прочность и текучестьготавливаемых ЛТС.

Расчет мелющей загрузки однокамерной мельницы типа МШР 4×5,5

В табл. 5.11 представлены экспериментальные исследования шаровой загрузки и износа мелющих тел. На рис. 5.9 представлены зависимости влияния динамики износа шаровой загрузки и ассортимента размеров ме-

лющих тел на производительность и качество активации ЛТС, согласно экспериментальным данным при дозагрузке шарами диаметром 100 мм в зависимости от износа мельющих тел, объемов наработки закладочной смеси и изменения производительности в процессе износа и дозагрузки шаров.

Таблица 5.11

Экспериментальные исследования шаровой загрузки и износа мельющих тел в мельнице МШР 4х5,5 III технологической цепочки ПЗК рудника «Таймырский»

Параметр	Объем наработки ЛТС, тыс. м ³			№ дозагрузки			Выход шаров
	0/0	20/1	40/2	60/III	80/IV	100/V	
Диаметр шара, мм	100	100; 92	100; 92; 81	100; 63	100; 92; 81; 63; 30	100; 92; 81; 63; 30	15
Объем шаровой загрузки, м ³	19,3; 4,2	15,1	4,2; 10,3	4,2; 4,8; 5,8	4,4; 4,2; 4,8; 5,84	0,5; 4,2; 4,8; 5,84	0,5; 0,09
Вес шаровой загрузки, т	78,5; 17	61,5; 17	19,7; 42,3	17; 19,7; 23,7	18,1; 17; 19,7; 23,7	16; 2,1; 17; 19,7; 23,7	16; 2,1; 0,3
Объемный вес смеси шаров, т/м ³	4,08	4,17	4,32	4,55	4,93	4,93	
Насыпной вес шаровой загрузки, т	78,5	80,32	83,11	87,58	94,85	94,85	

Таблица 5.12

Производительность мельницы МШР 4х5,5 по тонкости измельчения (50 % класса минус 0,08 мм) при производстве ЛТС

Наработка м ³ составов смеси, тыс. м ³	При полной загрузке шарами D = 100 мм P = 78,4 т	После I дозагрузки шарами D = 100 мм P = 20 т P = 80 т	После II дозагрузки шарами D = 100 мм P = 20 т P = 83,1 т	После III дозагрузки шарами D = 100 мм P = 20 т P = 87,4 т	После IV дозагрузки шарами D = 100 мм P = 20 т P = 94,8 т	После V дозагрузки шарами D = 100 мм P = 20 т P = 94,8 т
0	93,0					
10	91,0					
20	81,0	94,5				
30		92,5				
40		83,0	97			
50			96			
60			86	99,7		
70				99,7		
80				89,0	101,0	
90					98,0	
100					90,0	101,0
110						98,0
120						90,0

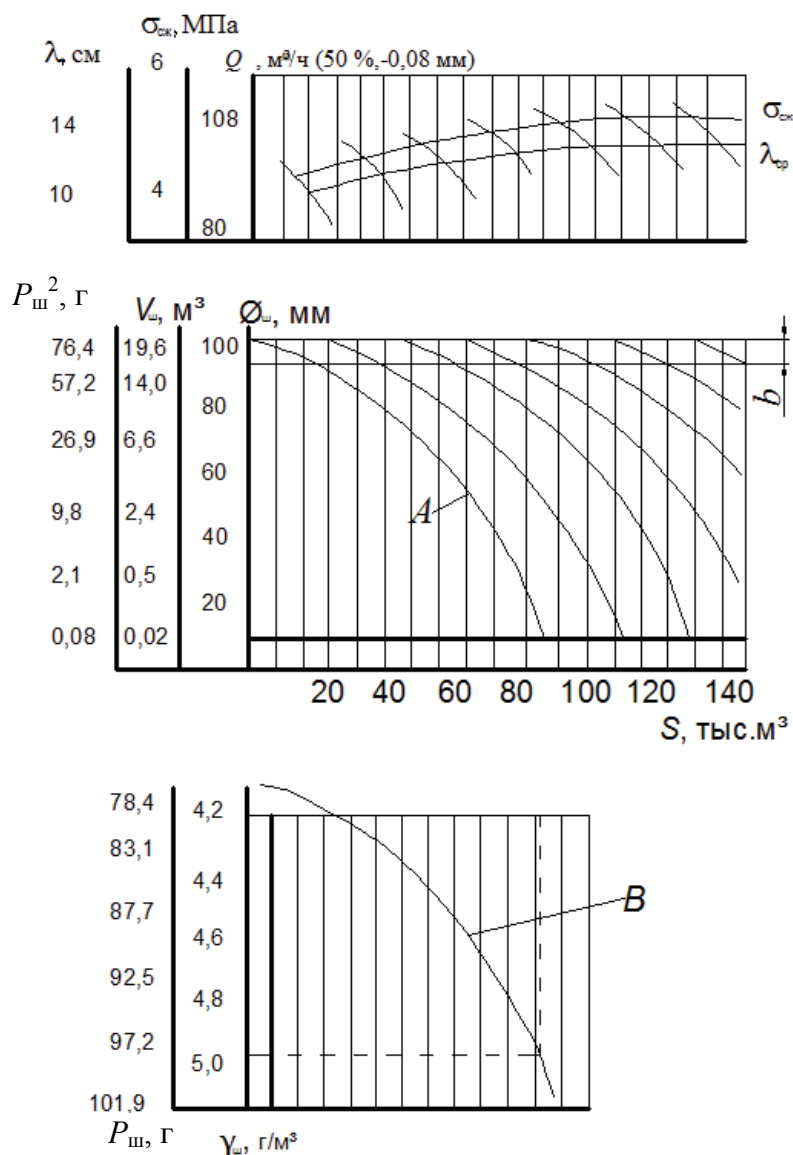


Рис. 5.9. Влияние динамики износа шаровой загрузки и ассортимента размеров мелющих тел на производительность и качество активации ЛТС в шаровой мельнице при единичных дозагрузках, равных 19 т (Q_m – производительность мельницы по активированной смеси при тонине помола 50 % класса – 0,08 мм в твердом; λ – текучесть ЛТС; $\sigma_{сж}$ – прочность ЛТС после твердения; $\varnothing_{ш}$ – диаметр шаров шаровой загрузки; $P_{ш}$ – вес шаровой загрузки; $V_{ш}$ – объем шаровой загрузки; $\gamma_{ш}$ – удельный вес шаров шаровой загрузки; S – наработка готовой смеси мельницей; $P_{2ш}$ – вес шаровой загрузки при формируемом ассортименте диаметра шаров; A – динамика износа шаровой загрузки; B – динамика удельного веса шаровой загрузки; b – рациональный объем дозагрузки)

При коэффициенте заполнения $\phi = 30$, что соответствует уровню загрузки до трубошника мельницы, рассчитаны вес единичной шаровой загрузки P и ее объем V , при изменении диаметров шаров в процессе работы шаровой мельницы.

Первоначальная шаровая загрузка мельницы шарами диаметром 100 мм, в объеме $19,24 \text{ м}^3$, при наработке 20 тыс. м^3 смеси по экспериментальным данным изнашивается на 19 т, это выражается в уменьшении диаметра шаров до 91 мм, снижении производительности мельницы и качества получаемых смесей. Дозагрузка мельницы через каждые 20 тыс. м^3 наработки смеси шарами диаметром 100 мм в объеме износа позволяет выйти на установившийся режим по гранулометрическому составу шаровой загрузки при наработке 80 тыс. м^3 смеси. При этом достигаются стабильные показатели измельчения. Насыпной вес смеси шаров, рассчитанный с учетом объемов пустот в шаровой загрузке, составляет 96,1 т. Динамика выхода шаровой загрузки при установившемся режиме помола по гранулометрическому составу приведена в табл. 5.11, а в табл. 5.12 представлена зависимость производительности мельницы по тонкости измельчения (50 % класса минус 0,08 мм) от регулируемых и обязательных параметров ее работы (гранулометрии мелящей среды, гранулометрического состава и содержания компонентов в шихте смеси, измельчаемости, водотвердого отношения).

Из проведенных исследований следует, что при использовании регулярных дозагрузок мельницы МШР 4×5,5 шарами одного диаметра с целью поддержания стабильности ее работы по заданному классу измельчения необходимо дозагружать мельницу мелящими телами в объеме износа, равном 9,5 т, после наработки 10 тыс. м^3 ЛТС, что обеспечит поддержание установившегося режима работы мельниц и позволит стабилизировать качествоготавливаемой смеси при заданных параметрах производства активированной ЛТС.

На основании проведенных исследований для мельниц типа МШР 4×5,5, используемых при производстве рекомендованных активированных составов, разработаны технологические инструкции и методические указания по эксплуатации [133, 134], обоснованы удельные нормы расхода мелющих тел.

Расчет загрузки трубных двукамерных мельниц типа МС 3,2×15 и МС 4×13,5

На основании работ, проведенных на ЗК рудника «Таймырский», учитывая однотипность рецептур закладки, за период дозагрузок мелющими телами мельниц МС взята наработка составов ЛТС в размере 20 тыс. м^3 смеси. Исследования проводились по апробированной методике на руднике «Таймырский». Согласно экспериментальным данным проведены рас-

четы основных показателей шаровой загрузки рабочих камер исследуемых мельниц (табл. 5.13, 5.14).

Таблица 5.13

**Экспериментальные исследования шаровой загрузки и износа мелющих тел
в мельнице МС 3,2×15 на ПЗК рудника «Маяк»**

Параметр	Объем наработки ЛТС, тыс. м ³			№ дозагрузки		Переход шаров
	0/0	20/1	40/2	60/III	80/IV	
I камера						
Диаметр шара, мм	100	100–89	100; 89; 71	100; 89; 71; 30	100; 89; 71; 30	15
Объем шаровой загрузки, м ³	13,87	4,06; 9,76	4,06; 4,81; 4,69	4,06; 4,81; 4,63; 0,37	4,06; 4,81; 4,63; 0,37	0,062
Вес шаровой нагрузки, т	56,59	16,56; 39,82	16,56; 19,6 2; 20,36	16,6; 19,6; 18,9; 1,49	16,6; 19,69; 18,9; 1,51	0,245
Объемный вес смеси шаров, т/м ³	4,08	4,32	4,47	4,93	4,93	
Насыпной вес шаровой нагрузки, т	56,59	59,9	62	68,38	68,38	

Параметр	Объем наработки ЛТС, тыс. м ³			№ дозагрузки	Пере- ход шаров
	%	40/1	80/2	120/III	
II камера					
Диаметр шара, мм	40	40; 34	40; 34; 21	40; 34; 21	10
Объем шаровой за- грузки, м ³	13,17	4,6; 8,6	4,6;6,56; 2,1	4,56; 6,6;2,1	0,074
Вес шаровой нагруз- ки, т	53,5	34,8; 18,6	18,6; 26,6; 8,4	18,55; 26,58; 8,4	−0,19
Объемный вес смеси шаров, т/м ³	4,15	4,25	4,64	4,64	
Насыпной вес шаро- вой нагрузки, т	53,5	55,93	61,15	61,145	

Исследуемые мельницы – трубные двухкамерные с размером щели межкамерной перегородки 30 мм. Измельчение и перемешивание в них материала закладки идентично и происходит в первой и второй камерах последовательно. В первой камере готовится материал крупностью минус 30 мм для дальнейшего его измельчения и перемешивания, во второй камере до фракции (50 % класс минус 0,08 мм).

Работа камер согласована и в значительной степени определяет качествоготавливаемых смесей. По расчетам первоначальная шаровая загрузка первой камеры мельницы МС 3,2×15 шарами диаметром 100 мм

равнялась $13,87 \text{ м}^3$, это составляло 56,6 т. После наработки 20 тыс. м^3 ЛТС она износилась на 16,6 т. Это выражается в уменьшении диаметра шаров до 89 мм и т. д. Выход на стабильную характеристику гранулометрического состава шаровой загрузки производился путем разовых дозагрузок шарами диаметром 100 мм через наработку 20 тыс. м^3 смеси.

Таблица 5.14

**Экспериментальные исследования шаровой загрузки и износа мелющих тел
в мельнице МС 4×13,5 КУЗ-120 шахты «Коксовая»**

Параметр	Объем наработки ЛТС, тыс. м ³			№ дозагрузки		Пере- ход шаров
	0/0	20/1	40/2	60/III	80/IV	
I камера						
Диаметр шара, мм	100	100;88	100; 88; 71	100; 88; 71; 15	100; 88; 71; 10	
Объем шаровой загрузки, м ³	13,8	4,16; 9,76	4,16;4,81; 4,63	4,16; 4,81; 4,63; 0,47	4,16; 4,81; 4,63; 0,47	
Вес шаровой нагрузки, т	56,59	16,56; 39,82	16,56;19,6 2; 20,38	16,6; 19,6; 18,9; 1,49	16,6; 19,69; 18,9; 1,51	
Объемный вес смеси ша- ров, т/м ³	4,12	4,30	4,48	5,0	5,0	
Насыпной вес шаровой на- грузки, т	56,69	59,0	62,4	70,1	70,1	

Параметр	Объем наработки ЛТС, тыс. м ³			№ дозагрузки	Пере- ход шаров
	%	40/1	80/2	120/III	
II камера					
Диаметр шара, мм	40	40; 36	40; 36; 20	40; 34; 20;15	–10
Объем шаровой загрузки, м ³	13,4	4,6; 8,6	4,6; 6,56; 2,1	4,56; 6,6; 2,1	0,07
Вес шаровой нагрузки, т	54,2	34,8; 18,6	18,6; 26,6; 8,4	18,56; 26,58; 8,4	0,1
Объемный вес смеси ша- ров, т/м ³	4,25	4,25	4,84	4,64; 4,84	
Насыпной вес шаровой на- грузки, т	54,2	56,9	60,4	60,45	—

При наработке 60 тыс. м^3 смеси перед третьей дозагрузкой появился спад производительности мельницы по требуемому классу за счет скопления шаров диаметром 45 мм у межкамерной перегородки и уменьшения относительного количества крупных шаров диаметром 85 мм, обеспечивающих дробление крупной фракции материала. При этом резко ухудшились качественные показатели смеси. В связи с этим при третьей дозагрузке мельницы и дальнейшей ее работе через каждые две дозагрузки убирается шаровая мелочь диаметром 45 мм у межкамерной перегородки первой камеры, а весовое количество убранных шаров переносится к дозагрузке крупными шарами.

Шаровая мелочь сортируется, и шары диаметром больше 35 мм являются материалом мелющей среды второй камеры, дозагрузка которой осуществляется по мере износа шаров и производится через наработку 40 тыс. м³ смеси (табл. 5.13).

Расчет мелящей загрузки мельницы МС 4×13,5 проведен идентично. Результаты представлены в табл. 5.14.

На основании проведенных исследований по полученным экспериментальным и расчетным данным определена динамика износа шаровой загрузки исследуемых мельниц при производстве ЛТС на руднике «Маяк» и шахте «Коксовая» [134]. Обоснованы удельные нормы расхода мелющих тел в мельницах для приготовления закладочных смесей способом их активации.

Исследование процессов приготовления закладочных смесей показало, что работа мельниц характеризуется двумя режимами при полной загрузке шарами одного диаметра. Первый режим характеризуется неустановившимся гранулометрическим составом шаровой загрузки и наблюдается после полной загрузки мельниц шарами одного диаметра. Второй режим характеризуется установившимся гранулометрическим составом и рабочими характеристиками мельниц и наблюдается с момента выхода шаровой мелочи из нее. В процессе работы мельницы в первом режиме нарабатывается около 80 тыс. м³ закладочной смеси, которая характеризуется более низкой долей выхода активного класса минус 0,08 мм смеси в сравнении со смесью, получаемой при втором режиме работы мельниц. Установлено, что при изменении шаровой загрузки мельницы с 4,1 до 5,3 т/м³ происходит увеличение выхода активного класса смеси с 38 % до 70 %.

Для обеспечения стабильности прочностных характеристик закладочных смесей за счет преимущественной работы мельниц во втором режиме целесообразно осуществлять рациональную первичную загрузку мельниц шарами следующих диаметров:

- ЗК рудника «Таймырский»: 100 мм – 20,0 т; 90 мм – 20,0 т; 80 мм – 22 т; 60 мм – 16,0 т; 25 мм – 2,0 т;
- ЗК рудника «Маяк» (первая камера) 100 мм – 20,0 т; 90 мм – 20,0 т; 80 мм – 18 т;
- ЗК шахты «Коксовая»: 100 мм – 22,0 т; 90 мм – 22,0 т; 80 мм – 20,0 т, что соответствует наполнению мельницы шарами до уровня трубошнека. Вторичная камера заполняется шарами диаметром 40 мм.

Установлена закономерность изменения гранулометрических характеристик измельчаемой смеси ЛТС при варьировании производительности мельничного помола, что позволяет определить рациональное применение мельниц, обеспечивающее заданную тонкость измельчения и содержание компонентов в активном классе активируемой смеси.

6.1. Характеристика потока

Традиционно приготовленные к твердению закладочные смеси представляют собой схватывающие тонкодисперсные гидросмеси (размер твердых частиц, полученных измельчением, $d_{\text{ср}} = 80$ мкм), при объемной концентрации твердого до 68 %, обладающие тиксотропными свойствами с предельным напряжением сдвига и вязкостью. Для течения таких гидросмесей характерно участие твердых частиц в турбулентном перемешивании, и при средней скорости $v_{\text{ср}} \approx 1,5 v_{\text{кр}}$ обеспечивается примерно равномерное распределение твердых частиц по сечению потока, а гидросмесь приобретает свойства фиктивной однородной жидкости повышенной плотности. Состояние текучести таких смесей сохраняется во время механического воздействия, при снятии которого смеси через 5–7 мин переходят в неустойчивое состояние, расслаиваются и теряют подвижность. Ламинарный режим течения исключает разрушение внутренних структурных связей в смесях, так как течение при малых скоростях происходит без относительного перемешивания слоев.

Транспортирование таких закладочных смесей возможно за счет:

- заполнения вертикального става трубопровода на полную высоту и создания значительного давления в начале горизонтального участка транспортирования;
- применения специальных мер, способствующих снижению удельных потерь давления, например использования гидродинамических активаторов, введения пластифицирующих добавок.

6.2. Особенности нисходящих и восходящих потоков

В условиях сложного рельефа транспортирования, где имеются наклонные участки, закладочная смесь движется под углом к горизонту по нисходящему или восходящему направлению. Движение закладочной смеси по наклонным трубопроводам характеризуется асимметрией распределения скоростей и концентраций. Поэтому гидравлические расчеты

необходимо проводить отдельно по каждому участку гидротранспортной системы с учетом направления движения смеси и угла наклона трубопровода к горизонту.

Характер заиливания наклонных трубопроводов отличается от характера заиливания горизонтальных и вертикальных трубопроводов. Заиливание трубопровода происходит при $v_{\text{ср}} < v_{\text{кр}}$, если угол наклона трубопровода меньше угла внутреннего трения транспортируемого материала в воде или угла его естественного откоса. При углах наклона, превышающих угол естественного откоса, на нисходящих участках транспортируемый материал будет сползать и при недостаточном напоре может создать угрозу образования «пробки». На восходящих участках часть осевшего материала будет сползать, создавая противотоки, которые существенно повышают гидравлические потери.

Критическая скорость движения закладочной смеси для наклонных участков трубопровода определяется по формуле

$$v_{\text{кр.н}} = v_{\text{кр}} (1 \pm \sin \alpha),$$

где $v_{\text{кр}}$ – критическая скорость движения закладочной смеси для горизонтального участка, м/с; α – угол наклона трубопровода (знак «+» для восходящего участка, знак «–» для нисходящего), град.

6.3. Приближенный способ решения задач установившегося движения твердеющих смесей как вязкопластичной жидкости

Двумя сечениями I–I и II–II, перпендикулярными к оси трубы, выделим участок длиной, равной длине всей трубы. Внутри этого участка в области градиентного слоя проведем цилиндрическую поверхность радиусом r (рис. 6.1).

При данном направлении осей u и r градиент скорости является отрицательным. Тогда согласно закону Шведова – Бингама, касательное напряжение [135]

$$\tau = -\eta \frac{du}{dr} + \tau_0, \quad (6.1)$$

где η и τ_0 – соответственно структурная вязкость и динамическое напряжение сдвига жидкости.

Скорость точки A меньше скорости точки B (рис. 6.1), и, следовательно, влекущая сила, или сила трения T , направлена в обратную сторону, т. е.

$$T = -2\pi r l \left(-\eta \frac{du}{dr} + \tau_0 \right). \quad (6.2)$$

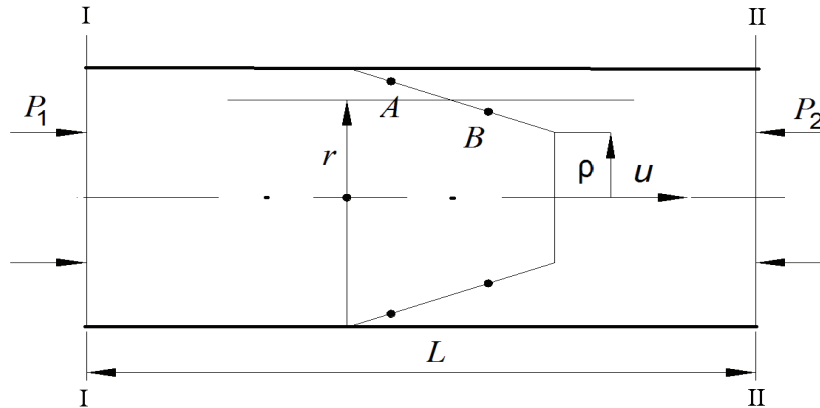


Рис. 6.1. Профиль распределения скоростей при структурном режиме течения

При разности давлений на концах трубы Δp можем составить следующее уравнение динамического равновесия:

$$\pi r^2 \Delta p - 2\pi r l \left(-\eta \frac{du}{dr} + \tau_0 \right) = 0, \quad (6.3)$$

отсюда

$$du = -\frac{\Delta p}{2\eta l} r dr + \frac{\tau_0}{\eta} dr, \quad (6.4)$$

$$u = -\frac{\Delta p}{4\eta l} r^2 + \frac{\tau_0}{\eta} r + C. \quad (6.5)$$

Исходя из следующих граничных условий: на стенке трубы скорость движения жидкости равна нулю и на поверхности ядра потока радиусом ρ градиент скорости равен нулю, т. е. при $r = R$ $u = 0$ $\frac{du}{dr} \Big|_{r=\rho} = 0$, и уравнение динамического равновесия ядра: $\pi \rho^2 \Delta p = 2\pi \rho \cdot l \tau_0$, можем записать следующую формулу для определения скорости в любой точке градиентного слоя:

$$u = \frac{\Delta p}{4\eta l} (R^2 - r^2) - \frac{\tau_0}{\eta} (R - r), \quad (6.6)$$

при этом $(\rho \leq r \leq R)$.

Расход жидкости q через все поперечное сечение потока складывается из расхода в области градиентного слоя q_1 и расхода в области ядра потока q_2 :

$$q = q_1 + q_2. \quad (6.7)$$

Из уравнения динамического равновесия, составленного для случая, когда ядро занимает практически всю площадь поперечного сечения потока, имеем: $\Delta p_0 = 2l\tau_0 / R$ и $\Delta p = 2l\tau_0 / \rho$, тогда $\Delta p_0 / \Delta p = \rho / R$.

$$q = \frac{\pi R^4 \Delta p}{8\eta l} \left[1 - \frac{4}{3} \frac{\Delta p_0}{\Delta p} + \frac{1}{3} \left(\frac{\Delta p_0}{\Delta p} \right)^4 \right]. \quad (6.8)$$

Выражение известно под названием формулы Букингама. Пренебрежение третьим слагаемым в формуле Букингама приводит к погрешности не более 6 % практически во всем диапазоне τ_0 и η , поэтому с высокой точностью формулу можно представить в виде

$$q = \pi R^4 \Delta p / 8\eta l - \pi R^3 \tau_0 / 3\eta \quad (6.9)$$

или

$$q = \frac{\pi d^4}{128\eta l} \left(\Delta p - \frac{16l\tau_0}{3d} \right). \quad (6.10)$$

Решая уравнение относительно Δp , получим

$$\Delta p = 8\eta l q / \pi R^4 + 8l\tau_0 / 3R \quad (6.11)$$

или

$$\Delta p = \frac{128\eta l q}{\pi d^4} + \frac{16l\tau_0}{3d}. \quad (6.12)$$

Таким образом, по вышеприведенным формулам в любой точке поперечного сечения трубы можно определить скорость и потери давления на трение.

Для проведения гидравлических расчетов часто пользуются формулой Дарси – Вейсбаха:

$$\Delta p = \lambda \frac{\gamma l v^2}{2d}, \quad (6.13)$$

где λ – коэффициент гидравлических сопротивлений; d и l – соответственно диаметр и длина трубопровода; v – средняя скорость движения жидкости.

$$v = \frac{4q}{\pi d^2}. \quad (6.14)$$

Тогда

$$\Delta p = \lambda \frac{8\gamma l q^2}{\pi^2 g d^5}. \quad (6.15)$$

Для гидравлических расчетов при турбулентном режиме течения потока смеси были получены различные эмпирические соотношения.

Коэффициент линейных гидравлических сопротивлений при турбулентном режиме движения вязкой жидкости определяется по формуле Никурадзе:

$$\lambda = 0,0032 + \frac{0,221}{\text{Re}^{0,237}}, \quad (6.16)$$

где Re – параметр Рейнольдса.

При турбулентном режиме течения механизм движения вязкой и вязкопластичной жидкостей принципиально не отличается. Физически это можно объяснить тем, что при турбулентном режиме течения возникающие пульсации обуславливают интенсивное перемешивание всех слоев между собой, что приводит к разрушению структуры и тем самым сводит к нулю влияние динамического напряжения сдвига на гидродинамические показатели. Отсюда следует, что коэффициент линейных гидравлических сопротивлений при турбулентном режиме движения вязкопластичной жидкости можно определять по формуле Никурадзе:

Так как

$$\text{Re} = \frac{\gamma v d}{\eta g} = \frac{4\gamma q}{\pi d g \eta}, \quad (6.17)$$

коэффициент линейных гидравлических сопротивлений

$$\lambda = 0,0032 + 0,221 \left(\frac{\pi d g \eta}{4\gamma q} \right)^{0,237}. \quad (6.18)$$

Потери давления на трение в соответствии с формулой Дарси – Вейсбаха можно записать

$$\Delta p = \left[0,0032 + 0,221 \left(\frac{\pi d g \eta}{4\gamma q} \right)^{0,237} \right] \frac{8\gamma l q^2}{\pi^2 g d^5}. \quad (6.19)$$

Режим движения потока смеси, согласно исследованиям В. И. Липатова, Б. И. Мительмана, А. Х. Мирзаджанзаде, В. С. Филатова, устанавливается по критической скорости

$$v_{кр} = C \sqrt{\frac{\tau_0 g}{\gamma}}, \quad (6.20)$$

где C – коэффициент, значения которого зависят от параметра Хедстрема.

$$C = \frac{145,842}{He^{0,1650233}}, \quad (6.21)$$

$$\text{где } He = \frac{\tau_0 d^2 \gamma}{\eta^2 g} \text{ – параметр Хедстрема.} \quad (6.22)$$

Выражение (6.20) можно представить так:

$$Re_{кр} = C \sqrt{He}. \quad (6.23)$$

Из соотношений (6.21) и (6.23) получим следующую формулу для определения критического значения параметра Рейнольдса:

$$Re_{кр} = \frac{145,842}{He^{0,33498}}. \quad (6.24)$$

Погрешность вычисления по выражению (6.24) незначительна.

Если $Re > Re_{кр}$, то режим течения турбулентный и потери давления определяются по формуле (6.19).

В табл. 6.1 и 6.2 приведены значения Re и $Re_{кр}$, найденные при различных q , τ_0 и η . Расчеты проводились для $\gamma = 2 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^3$.

Таблица 6.1

Значения Re при различных η , q и d

$q \cdot 10^{-3}$, $\text{м}^3/\text{с}$	Вязкость η , Па·с									
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,3	1,6	2,0	2,5
$d = 0,20 \text{ м}; \gamma = 2 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^3$										
30	1 299	974	779	649	487	390	300	244	195	156
35	1 515	1 136	907	757	568	454				
40	1 731	1 298	1 039	866	649	519	400	325	260	208
45	1 948	1 461	1 166	974	730	584				
50	2 164	1 623	1 298	1 082	812	649	499	406	325	260
55	2 380	1 785	1 425	1 190	893	714				
60	2 597	1 947	1 558	1 298	974	779	599	487	389	312
65	2 813	2 110	1 684	1 407	1 055	844				
70	3 030	2 272	1 818	1 515	1 136	909	699	568	454	364
75	3 246	2 435	1 943	1 623	1 217	974				
80	3 463	2 597	2 078	1 731	1 298	1 039	799	649	519	415
90	–	–	–	–	–	–	899	730	584	467

Таблица 6.2

Значения $Re_{кр}$ и $q_{кр}$ при различных исходных данных (τ_0 , He , η и d)

τ_0 , Па	He	$Re_{кр}$	$q_{кр} \cdot 10^{-3}$, М ³ /с	τ_0 , Па	He	$Re_{кр}$	$q_{кр} \cdot 10^{-3}$, М ³ /с	τ_0 , Па	He	$Re_{кр}$	$q_{кр} \cdot 10^{-3}$, М ³ /с
$d = 0,20 \text{ м}; \gamma = 2 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^3$											
$\eta = 0,3 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 0,4 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 0,5 \text{ Па} \cdot \text{с}$			
3	2 718	2 062	47,6	3	1 529	1 700	52,36	3	978	1 464	56,3
4	3 624	2 271	54,45	4	2 039	1 873	57,68	4	1 305	1 613	62,1
5	4 530	2 447	56,5	5	2 548	2 018	62,2	5	1 631	1 738	66,7
6	5 437	2 601	60,1	6	3 058	2 145	66,1	6	1 957	1 847	71,1
8	7 249	2 864	66,2	8	4 077	2 362	72,75	8	2 610	2 034	78,3
12	10 873	3 281	75,8	12	6 116	2 705	83,3	12	3 914	2 330	89,7
18	16 310	3 758	86,8	18	9 174	3 099	95,5	18	5 871	2 669	102,7
25	22 652	4 195	97,0	25	12 742	3 460	106,6	25	8 155	2 979	114,7
32	28 995	4 557	105,3	32	16310	3 758	115,7	32	10 438	3 236	124,6
40	36 244	4 911	113,4	40	17168	3 823	117,8	40	13 048	3 487	134,2
$\eta = 0,6 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 0,8 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 1,0 \text{ Па} \cdot \text{с}$			
3	680	1 296	59,9	3	382	1 068	65,86	3	245	921	70,9
4	906	1 427	66,0	4	510	1 177	72,6	4	326	1 013	78,11
5	1 133	1 538	71,1	5	637	1 268	78,2	5	408	1 092	84,1
6	1 359	1 635	75,6	6	764	1 348	83,2	6	489	1 161	89,48
8	1 812	1 800	83,2	8	1 019	1 484	91,5	8	652	1 278	98,5
12	2 718	2 062	95,4	12	1 529	1 700	104,8	12	978	1 464	112,8
18	4 077	2 362	109,2	18	2 253	1 936	119,4	18	1 468	1 677	129,3
25	5 663	2 637	122	25	3 185	2 174	134,0	25	2 039	1 873	144,3
32	7 249	2 864	132,5	32	4 077	2 362	145,6	32	2 609	1 882	145,1
40	9 061	3 086	142,7	40	5 097	2 545	157,0	40	3 262	2 192	169,0
$\eta = 1,3 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 1,6 \text{ Па} \cdot \text{с}$				$\eta = 2,0 \text{ Па} \cdot \text{с}$			
3	145	772	77,3	3	95,6	672	82,9	3	61	578	89,2
4	193	850	85,19	4	127	739	91,15	4	81	637	98,0
5	241	916	91,8	5	159	797	98,2	5	102	687	105,8
6	289	973	97,53	6	191	847	104,5	6	122	729	112,4
8	386	1 072	107,4	8	255	933	115,0	8	163	803	123,8
12	579	1 228	123,0	12	382	1 068	132,7	12	245	921	141,9
18	869	1 407	141,0	18	573	1 224	151,0	18	367	1 054	162,5
25	1 206	1 570	157,0	25	796	1 367	168,0	25	510	1 177	181,5
32	1 544	1 706	171,0	32	1 019	1 485	183,0	32	652	1 278	197,0
40	1 930	1 838	184,0	40	1 274	1 600	197,0	40	815	1 377	212,3

Таблица 6.3

Значения Δp , МПа, в зависимости от q и η

$q \cdot 10^{-3}$, м ³ /с	Вязкость η , Па·с									
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,3	1,6	2,0	2,5
$d = 0,20$ м; $\gamma = 2 \cdot 10^4$ Н/м ³										
30	0,203	0,216	0,227	0,236	0,252	0,265	0,281	0,294	0,310	0,326
35	0,267	0,284	0,299	0,311	0,332	0,348	0,369	0,387	0,407	0,428
40	0,339	0,361	0,379	0,394	0,420	0,442	0,468	0,491	0,516	0,542
45	0,418	0,445	0,467	0,486	0,518	0,545	0,565	0,605	0,636	0,668
50	0,504	0,537	0,564	0,587	0,625	0,657	0,696	0,729	0,766	0,806
55	0,597	0,636	0,618	0,695	0,741	0,778	0,825	0,864	0,908	0,954
60	0,698	0,743	0,780	0,812	0,847	0,908	0,963	1,008	1,060	1,114
65	0,805	0,856	0,900	0,936	0,997	1,047	1,110	1,162	1,222	1,284
70	0,918	0,977	1,026	1,068	1,132	1,114	1,266	1,326	1,394	1,465
75	1,039	1,105	1,161	1,202	1,286	1,351	1,432	1,499	1,576	1,656
80	1,165	1,240	1,302	1,355	1,443	1,515	1,606	1,682	1,767	1,858
85	1,299	1,382	1,451	1,509	1,607	1,688	1,789	1,873	1,968	2,068
90	1,438	1,530	1,606	1,671	1,779	1,869	1,980	2,074	2,179	2,290

Таблица 6.4

Значения Δp , МПа, при турбулентном течении закладочной смеси

$q_{кр} \cdot 10^{-3}$, м ³ /с	Вязкость η , Па·с					
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0
$d = 0,20$ м; $\gamma = 2 \cdot 10^4$ Н/м ³						
50	0,504	—	—	—	—	—
55	0,597	0,636	—	—	—	—
60	0,698	0,743	0,780	0,812	—	—
65	0,805	0,856	0,900	0,936	—	—
70	0,918	0,977	1,026	1,068	1,132	—
75	1,039	1,105	1,161	1,202	1,286	1,351
80	1,165	1,240	1,302	1,355	1,443	1,515
85	1,299	1,382	1,451	1,509	1,607	1,688
90	1,438	1,530	1,606	1,671	1,779	1,869

По формуле (6.19) определены значения Δp в широком диапазоне изменения η , q , d при $l = 1\,000$ м, $\gamma = 2 \cdot 10^4$ Н/м³. Результаты расчетов приведены в табл. 6.3, 6.4. Очевидно, если величина l отличается от 1 000 м, а γ от $2 \cdot 10^4$ Н/м³, то для определения Δp необходимо изменить соответствующее значение в кратное число раз.

6.4. Условия транспортабельности литых твердеющих смесей и критическая скорость транспортирования

Приготовленные в шаровой мельнице ЛТС состоят из частиц мелкоизмельченного твердого материала, равномерно распределенного в жидкой среде высокоактивного вяжущего. Они представляют собой механически разжиженную среду при концентрации твердого до 78 %, подчиняющуюся общему закону Шведова – Бингама [45, 117, 136, 137]. При этом реологические показатели τ_0 , η , λ соответствуют показателям традиционно приготовленных смесей с повышенным водосодержанием, то есть с концентрацией твердого менее 68 %. Состояние текучести активированных ЛТС сохраняется во время механического воздействия, при снятии которого смесь в течение 5–7 мин переходит в состояние структурированного раствора, расслаивается, теряет подвижность [125].

Движение ЛТС осуществляется за счет напора, создаваемого собственным весом материала закладки в вертикальном ставе или в подпорных устройствах на горизонтальных участках транспортирования. Сопротивление движению ЛТС по трубопроводу изменяется в зависимости от скорости движения и достигает максимума при критическом значении скорости $v_{кр}$ – минимальной скорости движения ЛТС, при которой все твердые частицы находятся во взвешенном состоянии [138, 139, 140]. Учитывая, что в критическом режиме транспортирования закладочной смеси придонные слои частиц все еще подвижны, можно допустить, что их концентрация в нижней части трубопровода составляет $0,98 \cdot S_{max}$ (коэффициент 0,98 вводится как поправка на дилатацию). Величина $0,98 \cdot S_{max}$ используется в качестве граничного условия при транспортировании твердеющих смесей в режиме самотека и распределении при этом концентрации твердых частиц по глубине потока. Эта площадь заполнения трубопровода называется критической толщиной и соответствует $v_{кр}$ потока. При уменьшении средней скорости потока ниже $v_{кр}$ на дне трубопровода образуется неподвижный, слегка уплотняющийся осадок, что приводит к его забучиванию. В этом случае для дальнейшего транспортирования закладочных смесей требуется импульс энергии, который бы разрыхлил придонный слой, перемешал его и, создав гидравлический уклон, повысил скорость движения потока.

Критическая скорость транспортирования соответствует предельному режиму, разделяющему устойчивый (без заиливания) и неустойчивый режимы движения смеси по горизонтальным участкам трубопровода. При

этом должно соблюдаться предельное динамическое равновесие между потоком смеси и перемешиванием твердых частиц.

Обозначим через $\overline{\tau}_H$ и $\overline{\tau}_M$ касательное напряжение на нижней границе потока закладки и интенсивность сил механического трения твердых частиц о дно трубы соответственно. Величина $\overline{\tau}_M$ по своей природе является аналогом кулоновского трения, и значение этой величины зависит при прочих равных условиях от толщины слоя частиц, непосредственно передающего избыточный вес (за вычетом архимедовой силы) на нижнюю стенку трубы. В общем случае величины $\overline{\tau}_H$ и $\overline{\tau}_M$ удовлетворяют следующему условию:

$$\overline{\tau}_H \geq \overline{\tau}_M. \quad (6.25)$$

При увеличении средней скорости потока выше критической все большее количество твердых частиц увлекается в перемещение потока и насыщение нижнего придонного слоя уменьшается. В этом случае $\overline{\tau}_H > \overline{\tau}_M$, что соответствует устойчивому (без заиливания) режиму транспортирования ЛТС. С другой стороны, при уменьшении скорости движения пульпы касательные напряжения соответственно уменьшаются, трение скольжения слоя частиц по дну трубы непрерывно возрастает. В случае $\overline{\tau}_H < \overline{\tau}_M$ движущая энергия потока недостаточна для преодоления силы механического трения скольжения донного слоя частиц о стенки трубопровода и на дне его образуется неподвижный осадок. Указанное выше неравенство характеризует неустойчивый режим (с заиливанием) транспортирования ЛТС.

Единственным условием, соответствующим предельному режиму, разделяющему устойчивый и неустойчивый режимы транспортирования ЛТС, является равенство

$$\overline{\tau}_H = \overline{\tau}_M. \quad (6.26)$$

На рис 6.2 схематически изображена граница раздела областей устойчивого и неустойчивого режимов транспортирования ЛТС. На основе равенства 6.26 можно составить уравнение критического режима движения пульпы. Как упоминалось раньше, величина $\overline{\tau}_M$ по своей природе представляет собой кулоновское трение, поэтому можно записать

$$\overline{\tau}_M = k_0 (\rho_s - \rho_w) g \cdot 0,98 \cdot S_{\max} \cdot H_{кр}, \quad (6.27)$$

где k_0 – коэффициент (мокрого) трения скольжения твердых частиц по дну трубы; $H_{кр}$ – толщина высококонцентрированного донного слоя частиц, соответствующая величине $\overline{\tau}_M$ в критическом режиме гидротранспортирования.

С другой стороны, исходя из линейного закона распределения касательных напряжений в вертикальной плоскости диаметрального сечения трубы, имеем

$$\bar{\tau}_n = \left[1 + (a)_{\text{кр}} \right] \cdot \left[-\frac{\partial p}{\partial x_1} \right]' \cdot \frac{R}{2}. \quad (6.28)$$

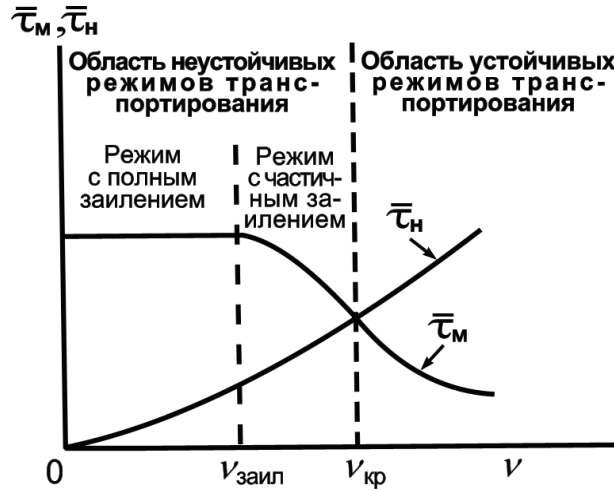


Рис. 6.2. Области устойчивого и неустойчивого транспортирования ЛТС

С учетом выражений (6.27) и (6.28) уравнение (6.26) примет вид

$$\bar{\tau}_n = \left[1 + (a)_{\text{кр}} \right] \cdot \left[-\frac{\partial p}{\partial x_1} \right]'_{\text{кр}} = k_0 (\rho_s - \rho_w) g \cdot 1,96 S_{\text{max}} \cdot h_{\text{кр}}, \quad (6.29)$$

где $h_{\text{кр}} = \frac{H_{\text{кр}}}{R}$ — безмерная критическая толщина подвижного донного слоя твердых частиц.

Выразив перепад давления, входящий в (6.29), в метрах столба несущей жидкости, затем, разделив обе части равенства на $\rho_w g$, получим

$$\left[1 + (a)_{\text{кр}} \right] \cdot J'_{\text{кр}} = k_0 (\Delta_0 - 1) 1,96 S_{\text{max}} \cdot h_{\text{кр}} \quad (6.30)$$

или, с учетом первого члена в первой части равенства,

$$J'_{\text{кр}} = \frac{\rho_0}{\rho_w} \cdot \frac{\lambda_2}{(1-a) \cdot \omega^2} \cdot \frac{v^2}{2gD} + (\Delta_0 - 1) \frac{w_0}{v} S_{\text{срф}}(S_{\text{ср}}, \text{Re} S) \psi^*.$$

При этом определение концентрации твердых частиц у верхней границы взвесенесущего потока Q_{0S} основано на решении задачи о распреде-

лении частиц по вертикали трубы, которая устанавливает зависимость Q_{0s} от определяющих ее параметров S_{cp} , ReS и $\frac{v_{кр}}{v}$:

$$\overline{Q_{0p}} = \rho_{cp} - \left[S_{cp} - (\overline{Q_0})_{кр} \right] \cdot \left[1 - \left(1 - \frac{v_{кр}}{v} \right)^{n_*} \right],$$

где $n_* = 2,5 + 2th \left[6,5 \cdot (\lg Re S - 0,64) \right]$;

$$(\overline{Q_0})_{кр} = S_{max} C_{cp}^{m_*},$$

где $m_* = 3,32 + 1,735 \cdot \sin x_0 th \left(\frac{1,36}{x_0} \right)^{0,853}$ $x_0 = \lg Re S - 1,03$.

Коэффициент гидравлического трения λ_2 определяется по формуле, известной в гидравлике, и зависит, кроме относительной шероховатости внутренней стенки трубы, от числа Рейнольдса Re_2 , которое, с учетом

$$v_2 = \frac{1}{\omega} v,$$

имеет вид

$$Re_2 = \frac{D_v}{J_w} \cdot \frac{\rho_0}{\rho_w} \cdot \frac{(1-a)}{\psi_0(\overline{Q_0})} \cdot \frac{1}{\omega}.$$

В частности, для новых стальных или хорошо отшлифованных труб значение λ_2 можно определить по формуле

$$\lambda_2 = \frac{0,31}{(\lg Re_2 - 1)^2},$$

далее получаем

$$\frac{1 + (a)_{кр}}{1 - (a)_{кр}} \cdot \frac{(\rho_0)_{кр}}{\rho_w} \cdot \frac{\lambda_{2кр}}{\omega_{кр}^2} \cdot \frac{v_{кр}^2}{2gD} = k_0 (\Delta_0 - 1) \cdot 1,96 \cdot S_{max} \cdot h_{кр}. \quad (6.31)$$

Оба уравнения (6.29), (6.31) описывают критический режим, причем первое из них позволяет определить гидравлический уклон, а второе – критическую скорость в зависимости от условий транспортирования. Таким образом, при определении гидравлического уклона $J'_{кр}$ и критической скорости транспортирования $v_{кр}$ необходимо задаться такими параметрами, кроме исходных величин, как k_0 и $h_{кр}$.

В общем случае k_0 зависит от материала заполнителя, его крупности, формы и состояния поверхности твердых частиц и внутренней части трубопровода. Поэтому k_0 в каждом случае определяется экспериментально. Значение критической высоты донного слоя $h_{кр}$, входящее в уравнение

критического режима, зависит от $\frac{\rho_{ср}}{\rho_{\max}}$ и $\frac{\overline{dS}}{D}$.

Поскольку по своей структуре уравнения (6.29) и (6.30) носят общий характер, они позволяют определить значение величины $v_{кр}$:

$$v_{кр} = \sqrt{\frac{2gD \cdot k_0 (\Delta_0 - 1) \cdot 1,96H_{\max} \cdot h_{кр} [1 - (a)_{кр}] \cdot \rho_w \cdot \omega^2}{[1 + (a)_{кр}] \cdot P_{кр} \cdot (\lambda_2)_{кр}}}. \quad (6.32)$$

Критическая скорость транспортирования, как следует из (6.32), определяется, главным образом, длиной транспортирования, диаметром трубопровода, энергией потока.

Готовый материал ЛТС подается по трубопроводу, проложенному в стволе шахты или в специально оборудованных скважинах. Широкое распространение получило транспортирование закладочной смеси самоотечным и самоотечно-пневматическим способами.

6.5. Самоотечно-подпорное транспортирование

Самоотечное транспортирование

Самоотечное транспортирование активированных ЛТС с пониженным водосодержанием по трубам заключается в том, что смесь в трубопроводе перемещается на определенное расстояние по горизонтали за счет статического напора, создаваемого столбом смеси повышенной плотности, в вертикальном ставе трубопровода.

ЛТС, приготовленная в шаровой мельнице, удовлетворяющая условиям транспортирования, непрерывным потоком поступает в вертикальный став трубопровода, заполняет его до уровня, при котором масса столба смеси уравнивает сопротивление движению смеси в горизонтальной и заполненной смесью вертикальной части трубопровода. Под действием статического напора смесь перемещается по горизонтальному участку самоотечного транспортирования.

Структурирование и расслоение ЛТС в процессе их транспортирования существенно влияют на параметры трубопроводного транспорта. Установленные закономерности изменения вязкости, предельного напряжения

сдвига и, как следствие, текучести смесей в зависимости от водосодержания и механического воздействия на них переменными полями скоростей и давлений позволяют управлять транспортированием таких смесей, создавая условия, поддерживающие заданную текучесть ЛТС, при которой возможно транспортирование без расслоения, с минимально необходимыми показателями вязкости и предельными напряжениями сдвига.

Для управления реологическими параметрами таких смесей в вертикальном стае трубопровода устанавливается гидродинамический генератор, работающий за счет энергии движущегося потока смеси и обеспечивающий ее текучесть [137].

В этом случае условие энергетического баланса определяется уравнением

$$\rho \cdot gH_3 - P_a = \frac{\rho v_p^2}{2} + \sum_1^n l_n i_n + \sum_1^m i_m, \quad (6.33)$$

где H_3 – высота стаа, заполненного ЛТС, м; ρ – плотность закладочной смеси, т/м³; P_a – потери давления в бесприводном активаторе, Па; v_p – рабочая скорость движения смеси по трубопроводу, м/с; $\frac{\rho v_p^2}{2}$ – динамический напор, Па; $\sum_1^n l_n i_n$ – сопротивление движению потока, Па; l_n – длина участка, м; i_n – удельное сопротивление движению смеси на участке, Па/м; $\sum_1^m i_m$ – потери напора в местных сопротивлениях, Па.

Решение уравнения энергетического баланса участка самотека ЛТС сводится к определению рабочей скорости движения смеси из соблюдения требования $v_p \geq v_{кр}$, где v_p и $v_{кр}$ – соответственно рабочая и критическая скорости движения пульпы закладки. При этом предельная длина горизонтального участка самотека $L_{ст}$ определялась по формуле

$$L_{ст} = \frac{\rho \cdot gH_3 - P_a \cdot [1 + (v_p - v_{кр})]}{\Delta P}, \quad (6.34)$$

где ΔP – удельные потери напора в закладочном трубопроводе, Па/м;

$$\Delta P = \frac{0,0008\tau_0}{d},$$

с учетом повышения вязкости в конце транспортирования

$$\Delta P = 16/3 \cdot \tau_0/d + 32\mu/d_2, \quad (6.35)$$

где d – диаметр трубопровода, м.

Подпорный транспорт

В случае подачи твердеющей закладочной смеси на расстояние, превышающее максимально допустимую длину самотечного транспортирования, плечо доставки ЛТС удлинняют, используя подпорное транспортирование подачей сжатого воздуха или механическими насосами.

К недостаткам напорного пневмотранспорта относятся большой расход воздуха (до $200 \text{ м}^3/\text{м}^3$), избыток водосодержания и, как следствие, – расслоение смеси, что снижает прочность закладочного массива. Сложность использования насосного оборудования состоит в необходимости сооружения дополнительных подземных камер.

С учетом вышеприведенных зависимостей длина участка механического транспортирования между двумя гидродинамическими активаторами напорного действия может быть определена по формуле

$$L_{\text{нап}} = \frac{3600 D^2 \cdot P_{\text{акт}} \cdot v_{\text{кр}}}{1,276 \Delta P \cdot Q_{\text{м}} \cdot K_3}, \quad (6.36)$$

где K_3 – коэффициент запаса давления, значение необходимое для устойчивого движения потока.

Выполненные расчеты, проведенные лабораторные и шахтные испытания показали, что устойчивая работа самотечно-подпорного трубопроводного транспорта ЛТС с водосодержанием 22–24 % обеспечивается созданными конструкциями активаторов при длине горизонтального единичного участка 300 м [121, 122].

На рис. 6.3 показаны I участок самотечного транспорта закладочной смеси (при высоте заполненного вертикального става трубопровода диаметром от 219 мм до 300 м) и участки II подпорного транспортирования.

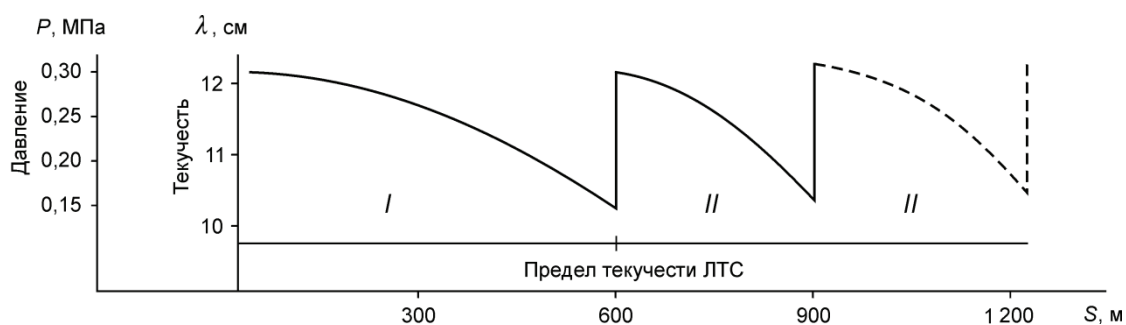


Рис. 6.3. Реологическое состояние ЛТС с пониженным содержанием воды при самотечно-подпорном транспортировании: I – участок самотека; II – участки движения с подпором и активированием

Кроме подпора потока, гидродинамические активаторы позволяют поддерживать реологические параметры ЛТС в режиме эффективного транспортирования и сохранять ее реакционные свойства.

Глава 7 | ОСНОВЫ РАСЧЕТА ТРУБОПРОВОДНОГО ТРАНСПОРТА ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ

7.1. Движение напорных потоков вязкопластичных жидкостей в турбулентном режиме

Для оценки установившегося равномерного потока реальной жидкости в турбулентном режиме может быть использовано уравнение Бернулли.

Это уравнение выражает закон сохранения и превращения энергии при движении жидкости:

$$\frac{P_1}{\gamma g} + z_1 + \frac{\alpha_1 v_1^2}{2g} = \frac{P_2}{\gamma g} + z_2 + \frac{\alpha_2 v_2^2}{2g} + h_{\text{тр}}, \quad (7.1)$$

где z – высота положения, м; P – давление в трубопроводе, Па; α – коэффициент Кориолиса; v – средняя скорость движения смеси, м/с; $h_{\text{тр}}$ – потери напора на трение, м; g – ускорение свободного падения, м/с²; γ – удельный вес смеси, Н/м³.

На выделенную часть равномерного потока (рис. 7.1) действуют следующие силы:

- собственный вес элемента потока

$$G = \gamma g \omega \Delta l. \quad (7.2)$$

Проекция этой силы на направление движения потока $G = \gamma g \omega \Delta l \sin \beta$.

Принимая во внимание, что $\Delta l \sin \beta = \Delta z$, получим

$$G = \gamma g \omega \Delta z; \quad (7.3)$$

• силы P_1 и P_2 давления на торцевые сечения рассматриваемого элемента потока:

$$P_1 = P \omega \text{ и } P_2 = (P - \Delta P) \omega, \quad (7.4)$$

где P – давление на торцевое сечение струи в первом сечении; ΔP – приращение давления во втором сечении относительно первого; ω – площадь сечения потока (живое сечение потока).

• сила трения T , возникающая на контакте потока с трубой, направленная против течения (проектируется на ось без искажений)

$$T = \tau \chi \Delta l, \quad (7.5)$$

где τ – касательные напряжения, действующие на цилиндрическую поверхность движущегося потока; χ – периметр потока (смоченный периметр).

В случае равномерного движения сумма всех рассматриваемых сил в проекции на направление движения (ось О–О) равна нулю:

$$G + P_1 - P_2 - T = 0. \quad (7.6)$$

7.2. Расчет потерь напора

Расчет потерь напора на горизонтальном участке

Для равномерного потока ($\alpha = \text{const}$ и $v = \text{const}$) в горизонтальной трубе $z = \text{const}$. В этом случае уравнение 7.1 принимает вид

$$\frac{P_1}{\gamma g} - \frac{P_2}{\gamma g} = \frac{\Delta P}{\gamma g} = h_{\text{тр}}. \quad (7.7)$$

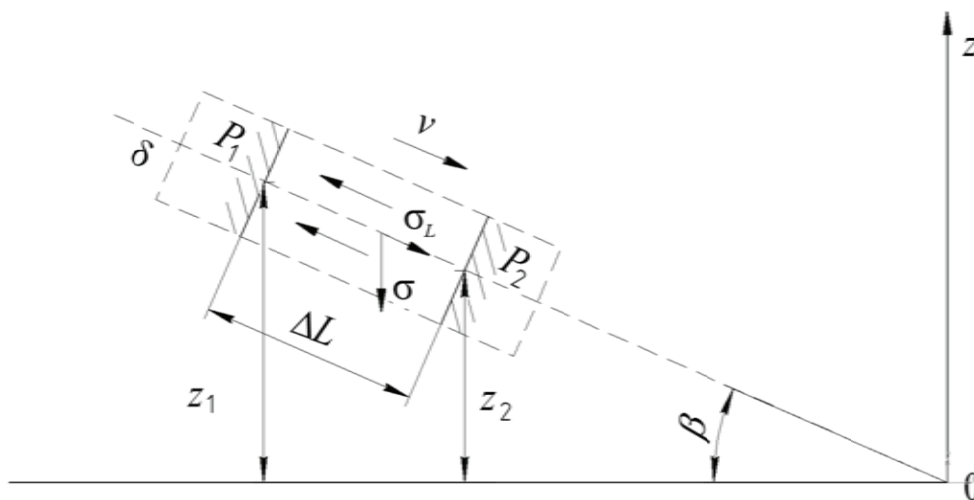


Рис. 7.1. Схема к расчету потерь напора

Подставив в это уравнение соотношения (7.3) и (7.5), получим потери напора по длине:

$$h_l = \frac{\chi \Delta l}{\omega} \frac{\tau}{\gamma g}. \quad (7.8)$$

Расчет потерь напора на наклонном участке

Для равномерного потока ($\alpha = \text{const}$ и $v = \text{const}$) на наклонном участке трубы уравнение (7.7) с учетом соотношений (7.3) и (7.4) и равенства $\Delta l \sin \beta = \Delta z$ имеем

$$\frac{\Delta P}{\gamma g} + \Delta z = \frac{\chi}{\omega \sin \beta} \tau. \quad (7.9)$$

Тогда уравнение Бернулли (7.1) принимает вид

$$\left(z_1 + \frac{P_1}{\gamma g} \right) - \left(z_2 + \frac{P_2}{\gamma g} \right) = \frac{\chi \Delta l}{\omega} \frac{\tau}{\gamma g}.$$

Левая часть выражения по физическому смыслу представляет собой потерю напора по длине h_l .

При равномерном падении давления по длине участка трубопровода Δl , на котором происходят потери напора, удельные потери напора J по длине составляют $J = \frac{h_l}{\Delta l}$ – гидравлический уклон.

Отношение $R = \frac{\omega}{\chi}$ называется гидравлическим радиусом.

Отсюда основное уравнение установившегося равномерного движения потока

$$\frac{\tau}{\gamma g} = RJ. \quad (7.10)$$

Расчет полных потерь напора

Полные потери напора h_f от сечения 1–1 до сечения 2–2 (рис. 7.2) определяются по формуле

$$h_f = h_l + \sum h_{\text{м.с.}} = \xi_f \frac{v^2}{2g}, \quad (7.11)$$

где h_l – потери напора по длине; $\sum h_{\text{м.с.}}$ – потери напора в местных сопротивлениях (дополнительные потери энергии потока, при движении, возникающие в результате возмущений потока от поворотов, в колене, в задвижке, в расширении или сужении канала и др.); ξ_f – полный коэффициент

ент сопротивления, $\xi_f = \xi_l + \sum_{i=1}^n \xi_i$, где ξ_l – коэффициент линейных сопротивлений; $\sum_{i=1}^n \xi_i$ – сумма коэффициентов местных сопротивлений.

При расчетах трубопроводов с переменным диаметром все скорости потока на различных участках следует выразить через одну, используя условие обратной пропорциональности скорости и сечений:

$$v_1 = v \frac{S}{S_1}. \quad (7.12)$$

В этом случае необходимо изменять величину коэффициентов сопротивлений, помножив их на квадрат отношений соответствующих площадей:

$$\xi_1 = \xi \left(\frac{S_1}{S} \right)^2. \quad (7.13)$$

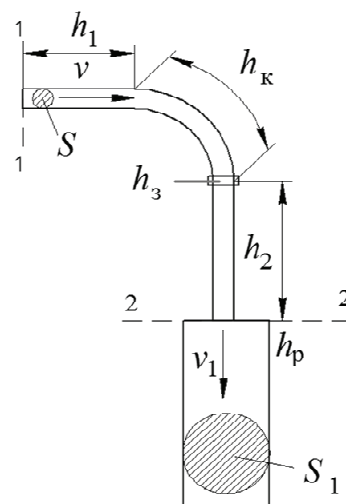
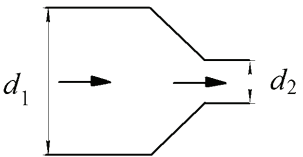
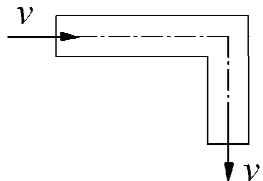
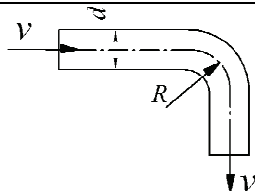


Рис. 7.2. Схема для расчета потерь напора в местных сопротивлениях

Таблица 7.1

**Коэффициенты местных сопротивлений
при различных изменениях конфигурации потока**

Местные сопротивления	Схема изменения конфигурации потока	Значение коэффициента местных сопротивлений ξ_i
Резкое расширение трубы		$\left(\frac{S_2}{S_1} - 1 \right)^2$
Резкое сужение трубы		$0,5 \left(1 - \frac{S_2}{S_1} \right)^2$
Постепенное расширение трубы (диффузор)		$\varphi \left(\frac{S_2}{S_1} - 1 \right)^2$, где $\varphi = 1,56 - 0,00329 \beta$ при $\beta \in (70^\circ - 170^\circ)$

Местные сопротивления	Схема изменения конфигурации потока	Значение коэффициента местных сопротивлений ξ_i
Вход в трубу со скругленными кромками При $d_1 \gg d_2$		$\approx 0,20$
Резкий поворот трубы на 90°		$\approx 1,6$
Плавный поворот трубы на 90°		При $\frac{R}{d} = 0,5$ $\xi_i \approx 1,5$; при $\frac{R}{d} = 1$ $\xi_i \approx 0,4$; при $\frac{R}{d} = 2$ $\xi_i \approx 0,25$

В табл. 7.1 приведены часто встречающиеся значения местных коэффициентов.

7.3. Расчет простого трубопровода

Пусть рассматриваемый трубопровод имеет длину l и диаметр d . Используем уравнение Бернулли (7.1) для сечения на входе и выходе из трубопровода, выбрав некоторую горизонтальную плоскость за плоскость сравнения. В начальном его сечении геометрическая высота равна z_1 и избыточное давление P_1 , конечное сечение z_2 и P_2 (рис. 7.3). Скорость потока v одинакова в z_1 и z_2 , так как $d = \text{const}$, $\alpha_1 = \alpha_2 \approx 1,05-1,1$.

Тогда $H = \left(\frac{P_1}{\gamma g} + z_1 \right) - \left(\frac{P_2}{\gamma g} + z_2 \right)$ – разность удельных энергий потока (располагаемый напор), который расходуется на преодоление гидравлических сопротивлений трубопровода

$$H = h_l + \sum h_{\text{м.с}} = \xi_f \frac{v^2}{2g} = \left(\xi_l + \sum_{i=1}^n \xi_i \right) \frac{v^2}{2g} = \left(\lambda \frac{l}{d} + \sum_{i=1}^n \xi_i \right) \frac{v^2}{2g}. \quad (7.14)$$

Подставив $v = \frac{4q}{\pi d^2}$ в выражение 7.14 и обозначив коэффициент сопротивления трубопровода

$$R_c = \frac{8}{\pi^2 d^4 g} \left(\lambda \frac{l}{d} + \sum_{i=1}^n \xi_i \right), \quad (7.15)$$

получаем выражение

$$H = R_c q^2. \quad (7.16)$$

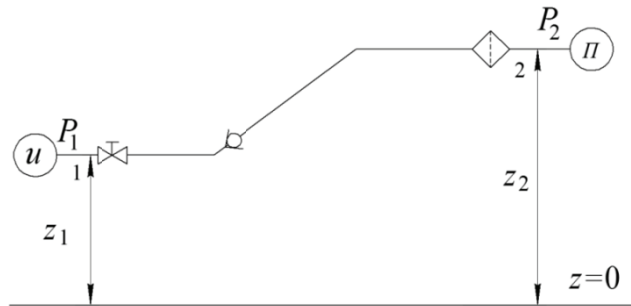


Рис. 7.3. Схема простого трубопровода

В случае линейного выражения потерь напора в местных сопротивлениях вводится понятие эквивалентной длины $l_{\text{эк}}$:

$$l_{\text{эк}} = \frac{d \sum_{i=1}^n \xi_i}{\lambda},$$

отсюда

$$L = l + l_{\text{эк}}. \quad (7.17)$$

Тогда

$$H = \frac{8\lambda L}{\pi^2 d^5 g} q^2. \quad (7.18)$$

В практических расчетах часто используют модуль расхода K , м³/с (расходные характеристики трубы), вычисленный по формуле

$$K = S \sqrt{\frac{2gd}{\lambda}}, \quad (7.19)$$

где $S = \frac{\pi d^2}{4}$ – площадь сечения трубы, м.

С введением величины K расчетное уравнение (7.16) приводится к виду

$$H = L \frac{q^2}{K^2}. \quad (7.20)$$

7.4. Последовательное соединение простых трубопроводов

При последовательном соединении нескольких простых трубопроводов различных диаметров со встроенными в них местными сопротивлениями расход смеси по длине постоянен, а общие потери напора в такой трубе равны сумме потерь на каждом из его участков.

Таким образом, $q = q_1 = q_2 = q_3$ и $h_{1-4} = h_{1-2} + h_{2-3} + h_{3-4}$, где $q_{1,2,3}$ – расходы смеси на участках; $h_{1-2,2-3,3-4}$ – потери напора, включая местные, на каждом участке; h_{1-4} – общие потери в сложном трубопроводе.

При квадратичном законе сопротивления можно записать:

$$h_{1-2} = R_{c1}q^2; \quad h_{2-3} = R_{c2}q^2; \quad h_{3-4} = R_{c3}q^2.$$

$$h_{1-4} = R_c q^2, \text{ где } R_c = \sum_{i=1}^3 R_{ci}.$$

7.5. Распределительные сети

К распределительным сетям относятся трубопроводы, обеспечивающие подачу смеси от одного источника к нескольким потребителям.

Насос расположен в пункте A (рис. 7.4) и обеспечивает подачу к пунктам B, C, D, E, F с соответствующими геодезическими отметками от плоскости сравнения $z_B \dots z_F$, потребные расходы q с соответствующими индексами. Длины участков обозначены $l_{AB} \dots l_{CF}$, рабочие напоры – $h_B \dots h_F$.

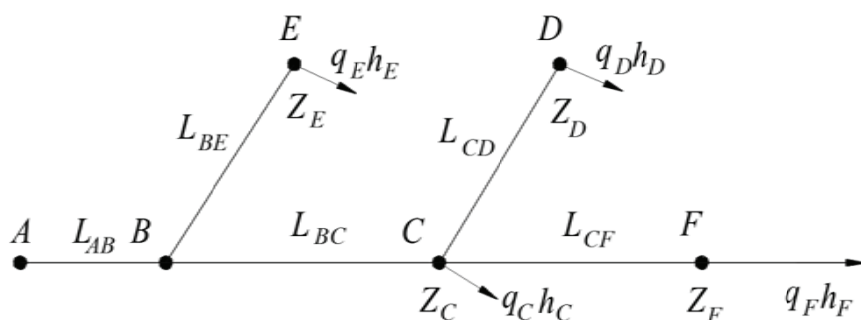


Рис. 7.4. Схема распределительной сети

Трубопровод делят на две разновидности, одна из них магистраль, состоящая из участков AB, BC и CD , а другая – ветви, к которым отнесены участки BE, CF (деление условное). Расчет трубопровода проводят в на-

правлении, противоположном течению потока от конца к началу, причем вначале рассчитываются участки магистрали. При расчете участков известной по условию величиной являются расходы Q .

Для конечного участка можно определить, что напор в точке D должен быть не менее $H_D = h_D + z_D$ (величина z_D подставляется со своим знаком). Потери напора на участке CD определяются по формуле (7.18):

$$h_{CD} = \frac{8\lambda L}{\pi^2 d^5 g} q^2,$$

а требуемый напор в точке C $H_C = H_D + h_{CD}$, он должен удовлетворять условию $H_C \geq h_C + z_C$. Если данное условие не соблюдается, то напоры в точках D и C поднимают на недостающую величину.

Аналогично рассчитывается участок BC , расход на котором равен $Q_{BC} = q_D + q_F + q_C$, а затем участок AB при условии $Q_{AB} = q_D + q_F + q_C + q_B + q_E$. При расчете ветвей следует учитывать, что их располагаемый напор может быть определен при известном напоре в начале трубопровода, например в точке C (H_C) и в конце $-H_F = h_F + z_F$ как разность между ними: $h_{CF} = H_C - H_F$.

Причем должно соблюдаться условие $h_{CF} > 0$. Если последнее условие не выполняется, то вначале необходимо выбрать трубу (например, по формуле Лобачева $d = (0,8 - 1,2)q^{0,42}$), а затем, определив потери напора в ней, вычислить требуемое значение напора в узле H_C и поднять напорную характеристику всей магистрали на полученную разницу.

При выполнении условия $h_{CF} > 0$ вычисляется требуемая расходная характеристика трубы по формуле

$$K_{CF} = q_{CF} \sqrt{\frac{l_{CF}}{h_{CF}}}, \quad (7.21)$$

а по ней выбирают диаметр трубы с ближайшей большей расходной характеристикой и уточняются потери напора на участке CF . Аналогично рассматриваются другие ветви сети.

Пример расчета закладочного трубопроводного транспортного рудника приведен в прил. Б.

Глава 8 | СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ТРУБОПРОВОДНОГО ТРАНСПОРТА ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ

8.1. Шламовые насосы

В случае подачи закладочной смеси на расстояние, превышающее максимально допустимую длину самотечного транспортирования, плечо доставки закладочной смеси удлиняют, используя подпорное транспортирование с применением насосных устройств различного типа. Наиболее применяемыми видами насосного оборудования для транспортирования ЛТС являются центробежные шламовые и песковые насосы.

В последнее время в практике зарубежных горных предприятий и на некоторых предприятиях России находят применение специальные насосы поршневой конструкции. В табл. 8.1 приведены основные характеристики и конструктивные виды данных типов насосного оборудования.

Шламовые насосы обеспечивают перекачивание гидросмесей с высокой плотностью твердых фракций (до 2 500 кг/м³). Насосы типа Ш (шламовые) – горизонтальные, одноступенчатые перекачивают гидросмесь с мелкой твердой фракцией плотностью 1 200–2 500 кг/м³ с максимальным размером твердых частиц до 20 мм.

Таблица 8.1

Технические характеристики насосов типов ВШН, Ш, С

Типоразмер насосного агрегата	Параметры насоса		Параметры электродвигателя			Размеры насосного агрегата, мм			Масса, кг
	подача, м ³ /ч	напор, м	тип	P, кВт	n, об/мин	H	B	L	
Насосные агрегаты типа ВШН									
ВШН–150	150	30	АИР180М4	30,0	1 450	1 750	860	1 300	750
ВШН–170	170	35	5А200М4	37,5	1 450	2 050	625	1 600	900
Насосные агрегаты типа Ш									
ГШН250/50	250	50	5АМ250М4	90,0	1 450	2 260	770	870	1 220
ГШН150/30	150	30	АИР180М4	30,0	1 450	2 180	580	760	800
6Ш–8	250	50	5АМ250М4	90,0	1 450	2 270	780	880	1 245
6Ш–8–2	150	30	АИР180М4	30,0	1 450	2 200	583	760	820
8Ш–8	560	35	5АМ315S6	110,0	980	2 850	960	1 310	2 990
Насосные агрегаты типа С									
8С–8	360	36	6А355S6	160,0	980	2 732	870	1 180	3 044
8С–8	360	36	5АМ315S6	110,0	980	2 580	870	1 180	2 564

Насос горизонтальный шламовый 6Ш8-2 (ГШН-150/30), ТУ 3631-021-55837096-2007. Насос горизонтальный шламовый 6Ш8-2 (ГШН-150/30) – консольный центробежный горизонтальный, одноступенчатый с рабочим колесом одностороннего входа, с осевым подводом жидкости, с приводом от электродвигателя через эластичную муфту. Рабочие органы изготовлены из стали 40Х.

Насос предназначен для перекачивания абразивных гидросмесей (глинистые и гравийные растворы, смесь воды с песком, рудой и др.); промывочного раствора, применяемого при бурении скважин; бытовых и промышленных сточных вод; отработанного промывочного раствора в гидроциклонную установку для очистки от выбуренной породы. Характеристики перекачиваемой среды: плотность гидросмеси до $2\,500\text{ кг/м}^3$; температура от $+5$ до $+55\text{ }^{\circ}\text{C}$; содержание твердых частиц не более 25 %; максимальная величина твердых частиц не более 20 мм.

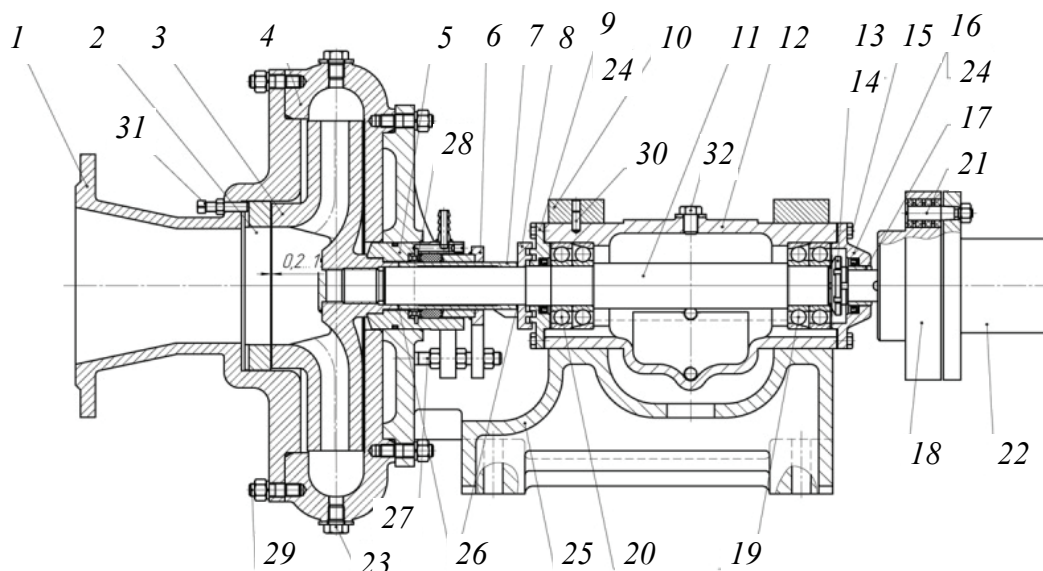


Рис. 8.1. Общий вид шламового насоса 6Ш8 (6Ш8-2): 1 – всасывающий патрубок; 2 – кольцо уплотнительное; 3 – колесо рабочее; 4 – корпус спиральный; 5 – корпус уплотнения; 6 – корпус сальника; 7 – втулка (подсальниковая); 8 – кольцо лабиринтное; 9 – крышка подшипника передняя; 10 – скоба; 11 – вал; 12 – корпус подшипника; 13 – гайка; 14 – шайба; 15 – болты; 16 – крышка подшипниковая задняя; 17 – втулка; 18 – полумуфта шламового насоса; 19 – подшипник 346310; 20 – подшипник 310; 21 – пальцы муфты; 22 – полумуфта электродвигателя; 23 – пробка; 24 – манжета 1.2–50×70; 25 – корпус шламового насоса; 26 – кольцо регулировочное; 27 – шпилька М16×125; 28 – кольцо сальника; 29 – шпилька М16×125; 30 – штифт; 31 – винт регулировочный М12×55; 32 – пробка подшипниковая

Насос горизонтальный шламовый 6Ш8 (ГШН-250/50) ТУ 3631-021-55837096-2007. Консольный центробежный горизонтальный насос, одноступенчатый с рабочим колесом одностороннего входа, с осевым под-

водом жидкости, с приводом от электродвигателя через эластичную муфту (рис. 8.1). Рабочие органы изготовлены из стали 40Х.

Насос предназначен для перекачивания абразивных гидросмесей (глинистые и гравийные растворы, смесь воды с песком, рудой и др.); промывочного раствора, применяемого при бурении скважин; бытовых и промышленных сточных вод; отработанного промывочного раствора в гидроциклонную установку для очистки от выбуренной породы. Характеристики перекачиваемой среды: плотность гидросмеси до $1\,300\text{ кг/м}^3$; температура от $+5\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $+60\text{ }^{\circ}\text{C}$; содержание твердых частиц не более 25 %; максимальная величина твердых частиц не более 20 мм.

8.2. Песковые насосы

Песковые насосы (с боковым входом) предназначены для перекачивания различных гидросмесей (песчаных, гравийных, продукции флотации руд и др.) с водородным показателем среды pH от 6 до 12 ед. с температурой до $+70\text{ }^{\circ}\text{C}$ (табл. 8.2). Концентрация твердого вещества по объему до 40 %, плотность гидросмеси, которую прокачивает насос, до $2\,200\text{ кг/м}^3$, крупность твердых включений до 6 мм.

Песковые насосы типа ПБА (рис. 8.2) предназначены для эксплуатации при температуре окружающего воздуха от -20 до $+40\text{ }^{\circ}\text{C}$.

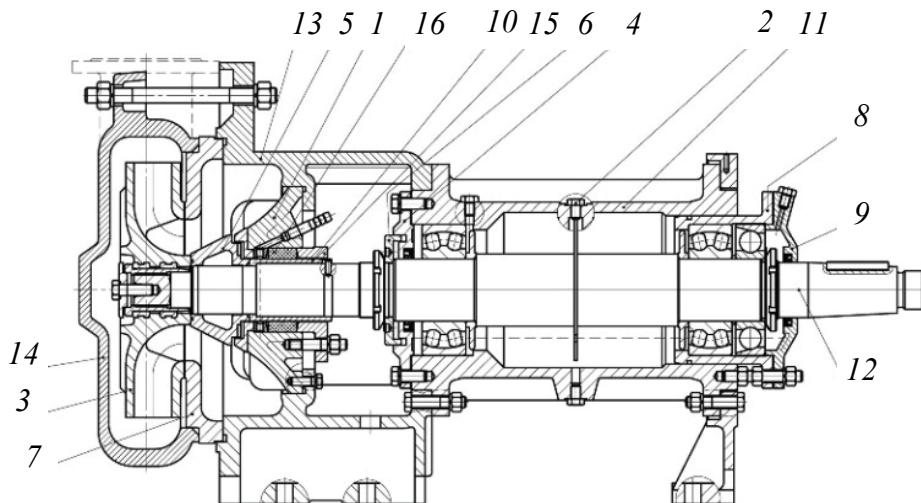


Рис. 8.2. Общий вид песковых насосов типа 1 ПБА: 1 – корпус сальника; 2 – маслоуказатель; 3 – колесо рабочее; 4 – крышка прижимная; 5 – импеллер; 6 – крышка лабиринта; 7 – диск; 8 – гильза; 9 – крышка прижимная; 10 – втулка сальника; 11 – стакан; 12 – вал; 13 – корпус подвода; 14 – отвод; 15 – крышка сальника; 16 – сальник вала

Условное обозначение насосных агрегатов на основе песковых насосов типа 1 ПБА: 1 ПБА 100-112/17-СП-УХЛ4 или 1 ПБА 150-300/30-

СП-УХЛ4, где 1 – номер модернизации; ПБА – тип пескового насоса с боковым входом; 100 или 150 – внутренний диаметр напорного патрубка, мм; 112 или 300 – подача, м³/ч; 17 или 30 – напор, м; СП – сальниковое уплотнение вала с подачей промывочной воды; УХЛ – климатическое исполнение: умеренно-холодный климат; 4 – категория размещения при эксплуатации по ГОСТ 15150.

Таблица 8.2

Технические характеристики песковых насосов типа 1 ПАС

Показатель	Норма для типа пескового насоса 1 ПАС					
	1 ПАС 100-112/17	1 ПАС 100-140/27,5	1 ПАС 100-170/40	1 ПАС 100-195/52	1 ПАС 150-300/30	1 ПАС 150-350/40
Подача, м ³ /ч	112	140	170	195	300	350
Напор, м	17	27,5	40	52	30	40
Рабочая область подачи, м ³ /ч	90–130	110–170	140–200	160–230	240–360	280–420
Частота вращения, об/мин	965	1 200	1 450	1 650	830	965
Плотность перекачиваемой гидросмеси, кг/м ³	1 300	1 300	1 300	1 400	1 400	1 300
Коэффициент полезного действия не менее, %	47	48	48	48	50	50
Допустимый кавитационный запас не более, м	3,0	4,3	6,2	6,2	4,4	5,9
Тип двигателя пескового агрегата	AIP160M6	A180M4	A225M4	A250M4	A280S6	A315S6
Мощность двигателя, кВт	15	30	55	90	75	110

8.3. Поршневые насосы

Для транспортирования закладочных смесей по трубопроводам, имеющим большую высоту подъема и требующим создания высоких начальных значений давления, могут использоваться поршневые гидравлические насосы, позволяющие перекачивать среды с содержанием твердого до 70 %, что позволяет дополнительно снизить расход воды и цемента.

Такие насосы позволяют транспортировать материалы размером твердых частиц до 80 мм на расстояние до 3 000 м и высоту свыше 600 м. Подача смесей возможна с помощью поршневых гидравлических бескла-

панных насосов KOS с трубчатым *S*-образным шибером, а также с помощью поршневых гидравлических насосов HSP с тарельчатыми клапанами.

Поршневые шламовые насосы KOS с *S*-образным трубчатым шибером

Поршневые гидравлические шламовые насосы KOS фирмы Putzmeister с трубчатым *S*-образным шибером позволяют перекачивать под высоким давлением различные промышленные среды, шламы, пульпу и суспензии с высоким содержанием твердой фракции до 65 %, крупностью частиц до 150 мм и более на большие расстояния и высоту свыше 600 м.

Насосы данной серии имеют объем подачи до 500 м³/ч и давление подачи до 100 атм. Насосы позволяют транспортировать абразивные среды на большие расстояния (несколько километров) от центральной смесительной станции до подземной выработки без применения промежуточных насосов.

Насосы KOS представляют собой двухпоршневой горизонтальный шламовый (пульповой) насос с гидравлическим приводом. Конструкция насоса исключает попадание транспортируемой среды в гидравлический контур. Шламовый насос имеет прочную надежную конструкцию, предназначенную для длительной эксплуатации в тяжелых условиях промышленного производства и стойкую к воздействию агрессивных и абразивных сред.

Важным элементом конструкции насоса является *S*-образный трубчатый шибер 1 (рис. 8.3). Данный шибер располагается в приемном бункере 2 шламового насоса и поочередно, подходя то к одному, то к другому подающему цилиндру 3, соединяет их с напорной магистралью 4. В момент совершения рабочего хода поршень вытесняет подлежащий перекачке материал (шлам, пульпу) из цилиндра через трубчатый шибер в магистраль.

Одновременно с этим поршень другого цилиндра засасывает через свободное отверстие большого сечения из бункера материал внутрь цилиндра. В момент достижения поршнями конечных точек трубчатый шибер переводится от одного цилиндра к другому. Направление движения поршней меняется, и рабочий цикл повторяется. Конструкция насоса предусматривает свободное всасывание и нагнетание материала через отверстия большого сечения без каких-либо клапанов, что позволяет перекачивать различные промышленные среды, шламы, пульпу и суспензии с высокой вязкостью и большим содержанием твердого крупных фракций.

Контактирующие с материалом рабочие части пульпового насоса выполнены из высококачественного износостойкого материала.

Для решения различных производственных задач данные шламовые (пульповые) насосы могут комплектоваться загрузочными гидравлическими шнеками, дополнительными бункерами, системами предварительного

уплотнения материала, гидравлическими обратными клапанами, смесителями и прочими принадлежностями.

Простая конструкция данного шламового насоса, а также малое количество изнашиваемых элементов обеспечивают его высокую надежность, большой межремонтный период и низкие эксплуатационные затраты, что гарантирует его высокую экономическую эффективность.

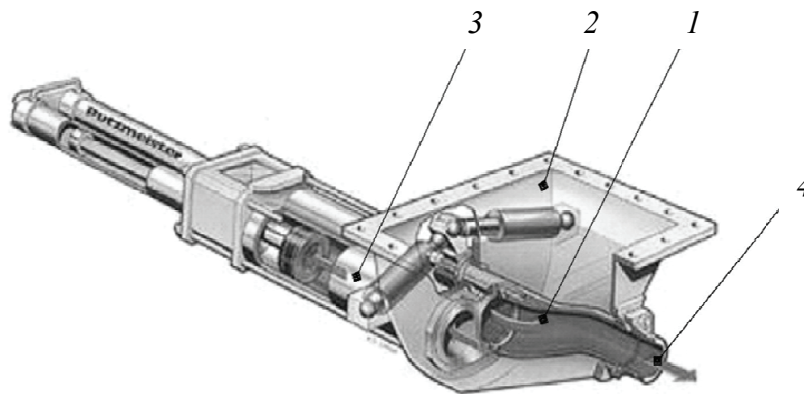


Рис. 8.3. Поршневой гидравлический насос KOS с S-образным трубчатым шибером

Фирма Putzmeister выпускает несколько моделей поршневых шламовых насосов KOS с максимальной производительностью до 500 м³/ч. Максимальное давление подачи у поршневых шламовых насосов KOS составляет 130 бар.

Благодаря круглому сечению всей подающей системы двухпоршневые насосы KOS успешно применяются в тяжелых условиях, например:

- для перекачки шламов с высоким содержанием твердого;
- транспортировки шламов на большие расстояния;
- перекачки абразивных и агрессивных сред с твердыми включениями с размером фракций до 2/3 диаметра S-образного трубчатого шиберов и трубопровода.

Электрогидравлический агрегат для привода насоса и шкаф для электрического управления и контроля смонтированы отдельно. Весь закладочный комплекс управляется из одной центральной диспетчерской. Вследствие наличия в шлеме большого количества твердых абразивных включений изнашиваемые элементы шламового насоса KOS, контактирующие с перекачиваемой средой (такие как очковая плита и прижимное кольцо), были выполнены компанией Putzmeister с использованием керамических вставок.

Для предотвращения обратного движения перекачиваемого материала в бункер шламового насоса при переключении трубчатого шиберов на

выходе из насоса на напорной магистрали устанавливается гидравлический обратный клапан. Данный клапан перекрывается после каждого рабочего хода нагнетания на короткое время и отсекает трубопровод от насоса.

Благодаря этому S-образный трубчатый шибер насоса может переключаться без воздействия на него геодезического давления столба материала, находящегося в вертикальном трубопроводе. При следующем ходе нагнетания тарелка клапана открывается под действием подаваемого материала, и полное сечение подающего трубопровода вновь освобождается.

Поршневой шламовый насос HSP с тарельчатыми клапанами

Поршневые гидравлические шламовые насосы HSP фирмы Putzmeister с тарельчатыми клапанами позволяют перекачивать под высоким давлением различные промышленные среды, шламы, пульпу и суспензии с высоким содержанием твердого (до 65 % и более) мелких фракций на большие расстояния и высоту свыше 600 м.

Насосы HSP представляют собой двухпоршневой горизонтальный шламовый (пульповой) насос с гидравлическим приводом. Конструкция насоса исключает попадание транспортируемой среды в гидравлический контур. Шламовый насос имеет прочную надежную конструкцию, предназначенную для длительной эксплуатации в тяжелых условиях промышленного производства и стойкую к воздействию агрессивных и абразивных сред.

Данные насосы используются для транспортировки (перекачки) тяжелых сред (шлам, пульпа, суспензии) с высоким содержанием твердого мелких фракций. Конструкция шламового насоса обеспечивает плавную подачу транспортируемых сред даже под очень высоким давлением. Насосы данного типа не требуют установки дополнительных обратных клапанов. В массивном надежном корпусе 1 (рис. 8.4) поршневого шламового насоса расположены четыре тарельчатых клапана: два всасывающих (впускных) 2 и два напорных (выпускных) клапана 3, каждый из которых имеет собственный гидравлический поршневой привод 4, 5. Работа всасывающих и напорных клапанов распределительной головки насоса синхронизирована с работой подающих поршней. При достижении всасывающим поршнем крайней позиции своего хода с помощью гидравлических приводов происходит закрытие всасывающего клапана и открытие соответствующего напорного. Благодаря такой конструкции даже при максимальном давлении подачи предотвращается поступление перекачиваемой среды из напорной магистрали обратно в приемный бункер насоса. По завершении поршнем рабочего хода происходит соответственно закрытие напорного и открытие соответствующего всасывающего клапана. В то время как один из поршней совершает всасывание, другой в это же время совершает рабочий ход, затем они меняются функциями.

Конструкция шламового насоса предусматривает быструю и легкую замену тарельчатых клапанов и клапанных седел без демонтажа прочих компонентов со стороны всасывания или нагнетания. Контактующие с материалом рабочие части пульпового насоса выполнены из высококачественного износостойкого материала.

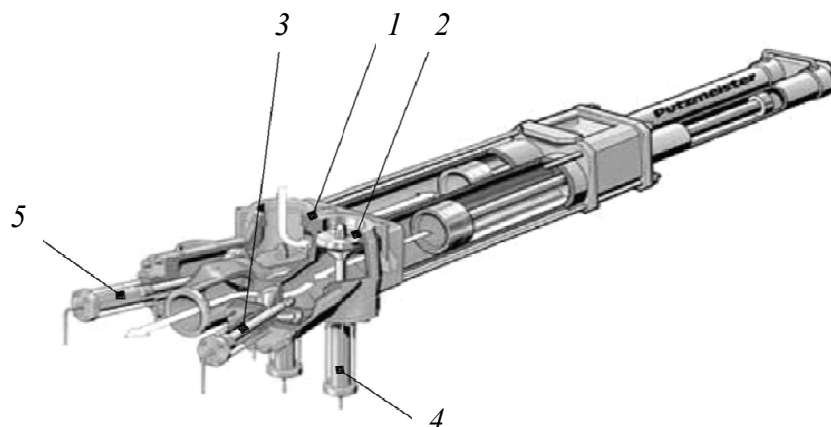


Рис. 8.4. Поршневой гидравлический насос HSP с тарельчатыми клапанами

Надежная конструкция данного шламового насоса обеспечивает большой межремонтный период и низкие эксплуатационные затраты, что гарантирует его высокую экономическую эффективность.

Для решения различных производственных задач данные шламовые (пульповые) насосы могут комплектоваться загрузочными гидравлическими шнеками, дополнительными бункерами, системами предварительного уплотнения материала, смесителями и прочими принадлежностями.

Фирма Putzmeister выпускает несколько моделей поршневых шламовых насосов HSP с максимальной производительностью до 250 м³/ч (модель HSP 25.100). Максимальное давление подачи у поршневых шламовых насосов HSP составляет 150 бар.

Поршневой шламовый насос KOV с шаровыми клапанами

Фирма Putzmeister выпускает несколько моделей поршневых шламовых насосов KOV с максимальной производительностью до 60 м³/ч. Максимальное давление подачи у поршневых шламовых насосов KOV составляет 90 бар.

Поршневые гидравлические шламовые насосы KOV фирмы Putzmeister с шаровыми клапанами применяются при перекачке под малым или средним давлением шламов низкой вязкости, а также пастообразных сред при условии, что они могут всасываться через его клапанные отверстия, например, для транспортировки таких сред, как цементные и бетон-

ные растворы, бентонит, прочие промышленные среды, шламы, пульпы и суспензии с содержанием твердых частиц мелких фракций.

Насосы KOV представляют собой двухпоршневой горизонтальный шламовый (пульповый) насос с гидравлическим приводом. Конструкция насоса исключает попадание транспортируемой среды в гидравлический контур. Шламовый насос имеет прочную надежную конструкцию, предназначенную для длительной эксплуатации в тяжелых условиях промышленного производства и стойкую к воздействию агрессивных и абразивных сред.

Шаровые клапаны насоса KOV не имеют внешнего привода для их открывания и закрывания (рис. 8.5). При всасывающем движении поршня создается разрежение, шаровый клапан 1 на всасывающей (впускной) магистрали открывается, и шлам затягивается внутрь цилиндра. При этом вследствие падения давления при всасывании шаровый клапан со стороны нагнетания 2 перемещается в свое седло (клапан напорной магистрали закрывается). Одновременно с этим второй поршень выполняет рабочий ход (нагнетание) и вытесняет перекачиваемую среду через другой напорный шаровый клапан 3 в магистраль.

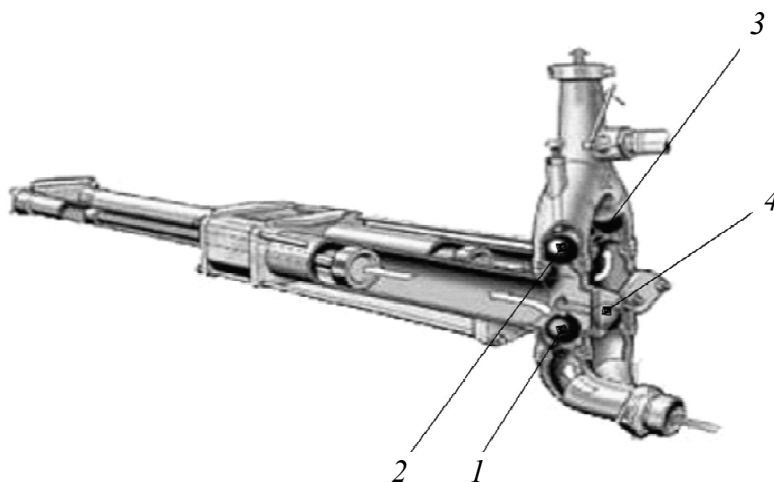


Рис. 8.5. Поршневой гидравлический насос KOV с шаровыми клапанами

При этом его шаровый клапан со стороны всасывания 4 под воздействием давления подачи вжимается в свое седло и таким образом перекрывает соединение данного цилиндра с всасывающей магистралью насоса, а выпускной клапан со стороны нагнетания открывается вследствие избыточного давления подачи и выпускает перекачиваемый материал в напорную магистраль. В то время как один их поршней шламового насоса совершает всасывание, другой в это же время совершает рабочий ход, затем поршни меняются функциями.

Конструкция шламового насоса предусматривает быструю и легкую замену шаровых клапанов. Контактующие с материалом рабочие части пульпового насоса выполнены из высококачественного износостойкого материала. Для решения различных производственных задач данные шламовые (пульповые) насосы могут комплектоваться различными дополнительными принадлежностями.

Простая конструкция данного шламового насоса, отсутствие клапанов с принудительным приводом а также минимальное количество подвижных и изнашиваемых элементов обеспечивают его небольшую стоимость, высокую надежность, большой межремонтный период и низкие эксплуатационные затраты.

Фирма Putzmeister выпускает несколько моделей поршневых шламовых насосов KOV с максимальной производительностью до 60 м³/ч. Максимальное давление подачи у поршневых шламовых насосов KOV составляет 90 бар.

Существенное повышение гидравлических потерь на восходящих участках транспортирования твердеющих закладочных смесей требует значительного увеличения напора, создаваемого гидродинамическим активатором. В этих условиях гидродинамические активаторы (центробежные насосы) не могут конкурировать с поршневыми насосами, и для транспортирования закладочных смесей применяют двухпоршневые горизонтальные насосы двустороннего действия типа KOS.

8.4. Средства для управления реологическими свойствами закладочных смесей

Бесприводные гидродинамические активаторы

Анализ зависимости реологического состояния ЛТС показал, что смеси из промышленных отходов, приготовленные в шаровых мельницах с содержанием твердого от 40,1 до 54,9 %, при течении в зазоре вискозиметра проявляют качества, свойственные ньютоновским средам, и характеризуются линейной реограммой – зависимостью градиента среза от сопротивления сдвига.

Начиная с концентрации около 55 % характер течения меняется и движение смеси наступает только после приложения определенной силы, характеризующей начальное напряжение сдвига. Вместе с тем транспорт по трубам твердеющих смесей, обладающих тиксотропными свойствами, может быть обеспечен при влагосодержании до 22–24 %. Это достигается

путем механической активации потока смеси гидродинамическими аппаратами, позволяющими снизить вязкость и порог текучести смеси. Работа гидродинамических активаторов основана на генерировании возмущений в закладочной смеси с образованием поля переменных скоростей и давлений.

Традиционная технология трубопроводного транспорта ЛТС требует существенного усовершенствования. Важной задачей является создание способов и средств управления реологическими свойствами закладочных смесей. Это позволит повысить надежность трубопроводного транспорта, увеличить расстояние самотечного транспортирования и сохранить технологически необходимые реакционные свойства ЛТС до твердения в выработанном пространстве.

Средствами эффективного управления реологическими свойствами могут являться гидродинамические бесприводные активаторы и активаторы напорного действия, рассмотренные далее.

Гидродинамический активатор (рис. 8.6) осуществляет интенсивное механическое воздействие на ЛТС, используя энергию ее потока [141]. Механическое воздействие производится импульсами, преобразующими часть энергии струи смеси в энергию акустических волн. Работа бесприводных гидравлических генераторов основана на генерировании возмущений в среде ЛТС некоторых полей скоростей и давлений при взаимодействии потока смеси с резонирующими устройствами. Возмущения оказывают обратное действие на основание потока у сопла, способствуя установлению автоколебательного режима и генерированию ультразвука, в поле которого возникают пондеромоторные силы – совокупность сил, действующих на вещество или тело, помещенное в ультразвуковое поле.

Гидродинамические активаторы могут быть размещены в трубах, по трассе движения смеси, в одном или нескольких местах. Активатор содержит конические выступы 1, в районе которых сечение трубопровода уменьшается. Со стороны меньшего основания конического выступа размещены упругие лепестки, которые установлены консольно на крестовине 3, закрепленной в канале трубопровода с помощью разрезного кольца 4, и обращены в сторону выступа.

При движении высокоскоростной струи по трубопроводу (учитывая, что его вертикальная длина 500–1 000 м) происходит ее набегание на выступ 1 и скачкообразное увеличение давления в смеси за счет уменьшения диаметра трубопровода. При этом скорость движения струи возрастает. На выходе из сужения трубопровода ускоренная струя закладочной смеси взаимодействует с упругими лепестками 2. Учитывая значительную турбулентность струи за выступом и ее высокую скорость, лепестки 2 начинают колебаться и, дополнительно воздействуя на струю закладки, активируют ее.

Упругие лепестки 2 могут быть установлены радиально по сечению трубопровода. Лепестки 2 изготавливаются из низкоуглеродистой стали и могут иметь различную форму, например, площадь их сечения может увеличиваться по направлению потока смеси, что обеспечивает повышение надежности устройства за счет уменьшения изгибающих усилий в месте закрепления лепестков. С целью снижения сопротивления движению смеси разрезное кольцо 4 может быть утоплено в стенке трубопровода.

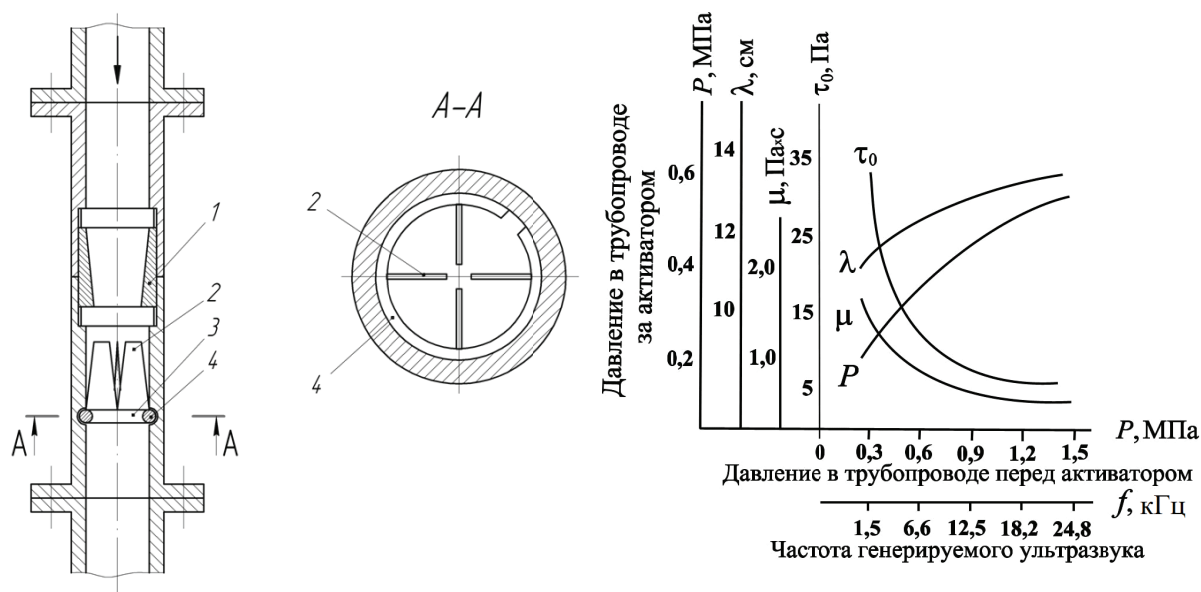


Рис. 8.6. Активатор безнапорного действия

Зазор между стенками трубопровода и консольным участком лепестков 2 принимают равным величине конического выступа по его большому основанию. Перед выступом 1 в трубопроводе может устанавливаться пневмоврезка для увеличения скорости струи при ее проходе через активатор.

На пондеромоторные силы оказывают влияние переменное звуковое давление, пропорциональное амплитуде звука, и квадратичные эффекты – радиационное давление, силы Бьеркнеса, а также гидродинамические силы, обусловленные движением ЛТС в ультразвуковой волне, вызывающие диспергирование, кавитацию и акустические течения в смеси. При этом сила, действующая на элемент объема ЛТС, ΔV равна $f\Delta V$, где f – объемная плотность некоторого поля скоростей и давлений, определяется изменением импульса Δv в единицу времени, равным импульсу, втекающему в объем через его поверхность. Если тензор плотности потока импульса $\pi_i k$, то i – отдельная компонента силы, действующей на объем ΔV , определяется выражением

$$\int_{\Delta V} f_i dV = \oint_S \pi_i k = \oint_S \pi_i k n_k dS,$$

где dS – элемент поверхности объема, а n_k – внешняя по отношению к объему нормаль.

Соответственно этому сила, действующая на элемент поверхности dS , равна потоку импульса через него и определяется выражением $\pi_i k dS$. В частности, на поверхность единичной площади действует сила, i -я компонента которой $F_i = \pi_i k n_k$. Тензор плотности потока импульса звуковой волны

$$\pi_i k = -P \delta_{ik} - \rho v_i v_k + \delta_{ik},$$

где P – звуковое давление; v_i – компонента колебательной скорости частиц; δ_{ik} – символ Корнекера ($\delta_{ik} = 1$ при $i = k$ и $\delta_{ik} = 0$ при $i \neq k$); $v_i k$ – тензор вязких напряжений; ρ – плотность среды.

Если поверхность жесткая, то скорость частиц среды, прилегающих к ней, равна нулю, и силы, действующие на единицу ее плотности, равны

$$F_i = -\rho \delta_{ik} \cdot n_k + \delta_{ik} n_k,$$

то есть в поле воздействия пондеромоторных сил возникают большие градиенты скоростей и значительные внутренние чередующие напряжения, разрушающие агрегаты несущей среды, частицы заполнителя и вяжущего, способствующие гомогенизации смеси, поддержанию ее в состоянии активности и текучести.

В соответствии со свойствами смеси и режимами эксплуатации генераторов разработаны различные конструкции, способы и методики их применения.

Для конструкции активатора, представленной на рис. 8.6, определено, что настройка пластин в резонанс с колебаниями струи осуществляется регулировкой скоростей истечения струи и изменением расстояния между соплом и пластинами, а также их упругостью. Колебания генерируются при давлении струи 0,2 МПа и выше, при этом наблюдаются частоты в пределах 2–35 кГц в зависимости от скорости истечения струи.

Излучение акустической энергии в основном идет в направлении, перпендикулярном плоскости пластин. При этом частота колебания пластин равна

$$f_{пл} = \frac{\alpha t}{l^2} \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \quad (8.1)$$

где α – коэффициент пропорциональности, зависит от способа крепления пластин $\alpha = 0,162\text{--}2,82$; E – модуль упругости; ρ – плотность материала, из которого изготовлена пластина.

В текущей пульпе возникают автоколебания с частотой

$$f_{\pi} = \frac{kv}{h}, \quad (8.2)$$

где v – скорость истечения струи, м/с; h – расстояние между соплом и пластиной, м; k – коэффициент пропорциональности, зависящий от v и h .

Для возбуждения интенсивных колебаний необходимо совпадение $f_{\text{пл}}$ и f_{π} . Результаты исследований показали, что после прохождения гидродинамического генератора смесь представляет собой хорошо гомогенизированную пульпу раствора с повышенными реакционными свойствами и текучестью (табл. 8.3).

Таблица 8.3

Влияние давления в трубопроводе на вязкость, предельное напряжение сдвига и текучесть ЛТС после обработки в бесприводном гидродинамическом активаторе

Составы смеси	Среднее значение	Разность давления в трубопроводе до и после активатора, МПа							
		0,2	0,3	0,5	0,7	1,0	1,3	1,6	1,9
Ангидритошлакоцементные	Вязкость μ , Па·с	2,24	1,72	1,58	1,25	1,10	0,94	0,80	0,66
	Предварительное напряжение сдвига τ_0 , Па	49,0	34,2	20,4	15,0	11,8	10,2	9,0	8,2
	Текучесть λ , см	9,1	10,3	11,2	11,9	12,6	12,9	13,	13,2
Ангидритошлакоцементные смеси со щебнем	Вязкость μ , Па·с	1,92	1,53	1,29	0,71	0,49	0,42	0,40	0,40
	Предварительное напряжение сдвига τ_0 , Па	43,1	28,3	18,0	12,3	8,2	7,4	6,9	6,5
	Текучесть λ , см	9,7	10,5	11	11,6	12,1	12,6	13,1	13,4
Частота генерируемого звука f , кГц		1,5	3,6	9,6	15,1	18,2	20,1	22,3	24,8

Бесприводной гидродинамический генератор приведен на рис. 8.7 [142]. Механизм выполнен в виде набора скоб, закрепленных на выдвижных стержнях по длине корпуса, которые установлены в плоскости пластин-резонаторов с боковых сторон с возможностью зажима скобами краев пластин при выдвижении стержней. Упругие пластины-резонаторы закреплены в корпусе консольно и снабжены механизмом регулирования собственной частоты колебаний.

Гидродинамический генератор состоит из корпуса 1, в котором имеются смотровые окна 2 и размещены резонирующие пластины 3, жестко закрепленные в стационарном узле крепления 4 болтами.

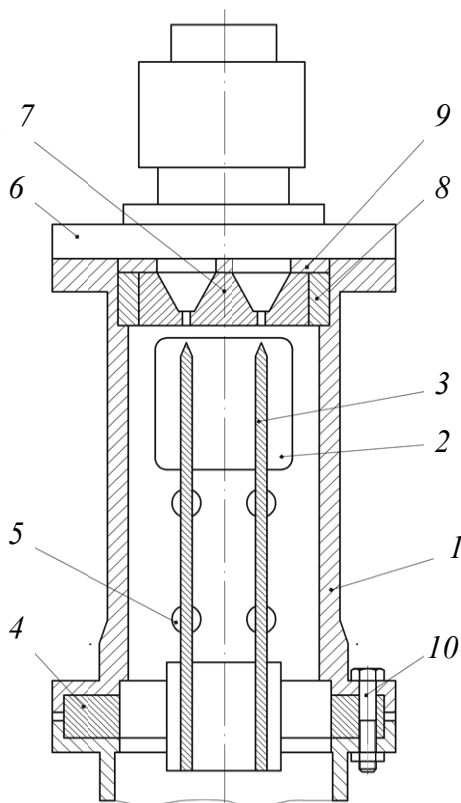


Рис. 8.7. Активатор жидких сред

Резонирующие пластины 3 имеют скобы-фиксаторы 5 для регулирования жесткости резонирующих пластин относительно стационарного узла крепления 4. С двух сторон корпуса установлены крышки корпуса 6. В верхней крышке корпусов имеется струеформирующая насадка 7 с узлом ее установки 8 и фиксирующей шайбой 9. Узел фиксации жесткости резонирующих пластин 3 может быть выполнен в виде червячного механизма.

При транспортировке жидкой среды, например литой закладочной смеси, в подземные горные выработки самотеком гидродинамический генератор устанавливают в нижней части вертикального става трубопровода или на горизонтальном его участке. При движении высокоскоростной струи по трубопроводу происходит ее набегание в калиброванные отверстия 7, где скачкообразно увеличивается давление в смеси за счет уменьшения диаметра слива.

При этом скорость прохождения возрастает, и на выходе из калиброванного отверстия смесь взаимодействует с резонирующими пластинами 3.

Гидродинамические активаторы напорного действия

Гидродинамические напорные активаторы с электромагнитным приводом (рис. 8.8) [143] формируют комплексное механическое воздействие на ЛТС посредством взаимодействия лопастей определенной конфигурации, расположенных внутри полого ротора по спиральной образующей, с обтекающим их потоком ЛТС. Передача механической энергии потоку осуществляется в момент вращения лопастей за счет разности давления на противоположных сторонах этих поверхностей. Силы давления на лопастях создают вынужденное вращательное и поступательное движение потока, увеличивая его напор и скорость. Конструкция ряда лопастей и их расположение обеспечивают в смеси развитие гидродинамических сил возмущения и приращение ее напора и скорости в сторону движения потока.

Активатор жидких сред состоит из трубчатой проточной камеры 1, выполненной из магнитопроницаемого материала с кольцевыми выемками на внутренней поверхности вихревой камеры 2, электрообмотки 3, размещенной на внешней поверхности проточной камеры в интервале указанной выемки. Трубчатая проточная камера присоединяется, например, с помощью фланцевых соединений 4 к основному стову трубопровода 5.

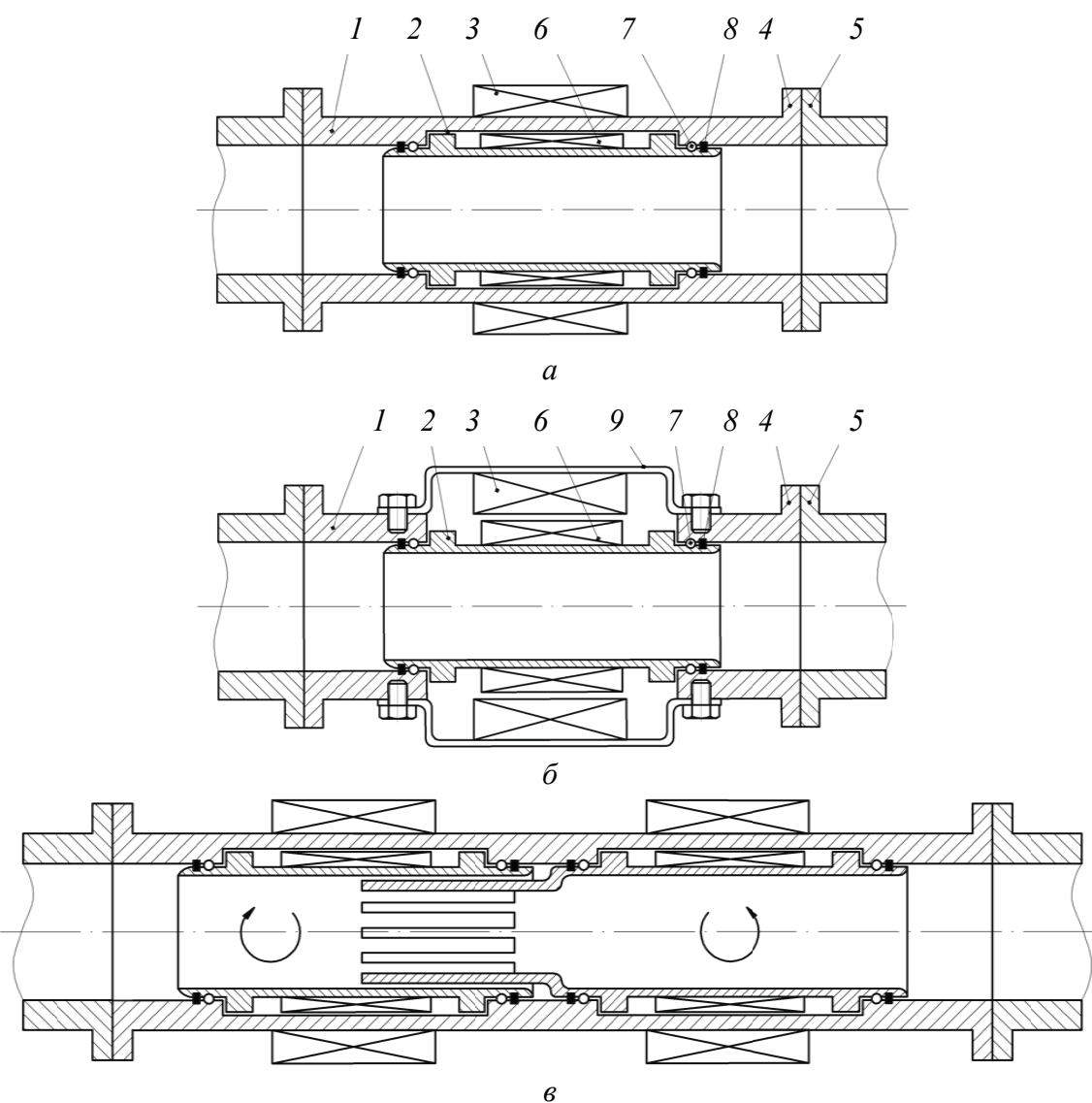


Рис. 8.8 Активаторы жидких сред

Камера 1 может изготавливаться из магнитопроницаемого материала (лучше парамагнетики или ферромагнетики) полностью либо частично, причем в этом случае из магнитопроницаемого материала изготавливается участок камеры 1 в месте расположения вихревой камеры 2, выполненной из металла. Материалами для изготовления камеры 1 могут служить электротехнические стали, металлы и т. п.

В электрообмотке 3 генерируется вращающееся магнитное поле, а в вихревой камере 2 также имеется обмотка 6, размещенная на внешней поверхности вихревой камеры, например короткозамкнутая, в которой под влиянием вращающегося магнитного поля индуцируется электродвижущая сила и возникает значительный крутящий момент, в связи с чем вихревая камера начинает вращаться.

В месте контакта проточной и вихревой камер устанавливаются подшипники 7 скольжения или качения, а также в месте этого контакта могут быть установлены уплотнители 8, например сальники, армированные манжеты и т. д.

На рис. 8.8, б показан трубопровод с установленным в нем активатором в случае, когда вихревая камера размыкает полностью стенки проточной камеры.

В проточной камере могут быть расположены последовательно одна за другой две и более вихревых камеры, оснащенные независимыми друг от друга приводами. Направление вращения двух соседних вихревых камер в этом случае противоположно.

Вихревая камера может быть снабжена консольным выступом в виде ряда стержней, размещенных, по меньшей мере, на одном торце вихревой камеры. При наличии в проточной камере двух и более вихревых камер с консольными выступами в виде стержней последние введены свободным концом в полость соседней вихревой камеры до половины ее длины. Вихревая камера может также оснащаться консольными выступами в виде стержней и с обоих своих концов.

Полное приращение механической энергии потока смеси, кг·м/с,

$$N_0 = Q\gamma H, \quad (8.3)$$

где Q – расход смеси через активатор, м³/с; H – напор, создаваемый активатором, м; γ – плотность смеси, кг/м³.

При этом КПД гидродинамического активатора

$$\eta = \frac{N_0}{N} = \frac{Q\gamma H}{N}, \quad (8.4)$$

где N – мощность, полученная активатором от привода, кВт. Значит,

$$N = \frac{Q\gamma H}{\eta} = \frac{Q\gamma H}{102\eta}. \quad (8.5)$$

Напор, м, создаваемый активатором, определяется при каждом Q и равен

$$H = \frac{P_2 - P_1}{\gamma} + (Z_2 - Z_1) + \frac{v_2^2 - v_1^2}{2g_1}, \quad (8.6)$$

где P_2 , P_1 – давление смеси на выходе и входе из активатора, м; Z_2 и Z_1 – отметки расположения приборов для измерения давления, м; v_2 и v_1 – скорости потока на входе и выходе из активатора, м/с; q_1 – ускорение сил тяжести, м/с².

При этом кавитационный эффект активатора

$$\mathfrak{E}_k = \frac{\Delta h}{H}(n-1), \quad (8.7)$$

где Δh – величина падения максимального динамического давления в потоке смеси в межлопастных переходах, Па; $(n-1)$ – число межлопастных переходов.

Результаты исследований показали, что после прохождения гидродинамического активатора ЛТС представляет собой хорошо гомогенизированную пульпу с пониженной вязкостью и предельным напряжением сдвига с необходимыми для транспорта показателями текучести ($\mu = 0,4-0,8$ Па·с; $\tau_0 = 5-8$ Па; $\lambda = 11-13$ см; $P = 0,3-0,4$ МПа) [120].

В зависимости от технических условий применения и режимов эксплуатации гидродинамических активаторов напорного действия могут применяться их различные конструкции.

Например, активатор закладочных смесей [144] (рис. 8.9) также имеет лопатки 1, выполненные в виде спирали и установленные на внутренней поверхности вихревой камеры. Неподвижные лопатки 2, установленные на внутренней поверхности трубчатой проточной камеры, позволяют частично преобразовать энергию потока, закрученного лопатками 1, в приращение напора, что увеличивает возможное расстояние последующего транспортирования.

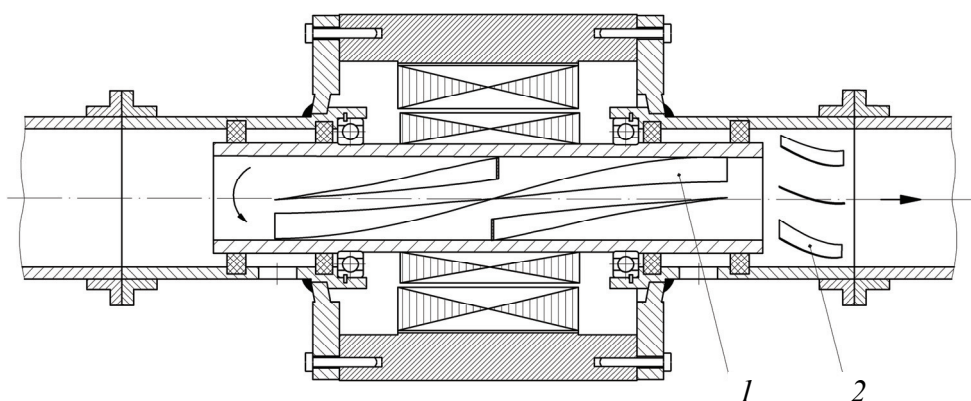


Рис. 8.9. Активатор закладочных смесей

Основным недостатком активаторов подобной конструкции является ограниченное значение максимального напора на выходе из активатора

В канале врезки 2 размещены две втулки, торцы которых снабжены пальцами 5. Втулки 4 выполнены вращающимися в противоположные стороны. Привод втулок может быть электрическим. При этом врезка 2 изготавливается из магнитопроводного материала, а с ее внешней стороны размещены статоры 6. Пальцы 5 размещены в кольцевой полости 3. Пальцы 5 могут быть выполнены в виде лопастей. Зазор между пальцами 5 соседних втулок 4 выбирается минимальным.

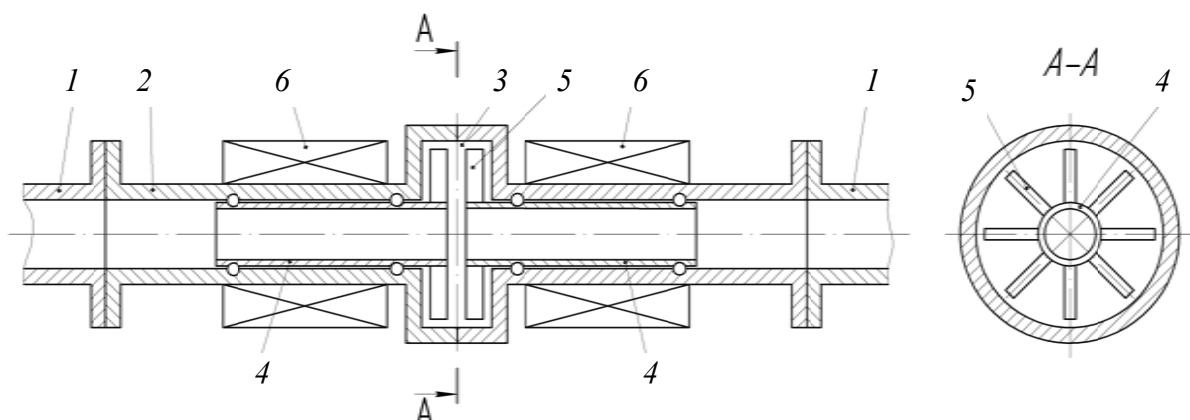


Рис. 8.11. Трубопровод для транспортировки жидких смесей

Привод втулок 4 может быть также пневматическим. При этом их вращение обеспечивается энергией струи воздуха, поступающей из пневмоврезки.

При транспортировке жидких твердеющих закладочных смесей по трубопроводу последняя поступает в канал вращающейся втулки 4, а затем в кольцевое расширение 3 врезки 2. В полость 3 смесь забрасывается за счет радиальных сил вращающейся втулки 4 и подвергается интенсивной механической активации. Линейная относительная скорость пальцев 5 соседних втулок может достигать 100–300 м/с. Максимальная энергонапряженность в обрабатываемой жидкой среде наблюдается на периферии кольцевой полости, где линейная скорость пальцев 5 максимальная.

Транспортируемая жидкая масса, проходя через трубчатую врезку, активируется, частицы вяжущего и наполнителя измельчаются, на частицах вяжущего разрушаются гидратные пленки. За счет этого повышается текучесть закладки, снижается ее расслаиваемость. В трубопроводе и выработанном пространстве снижается вероятность забутовки трубопровода и, главное, снижается расход вяжущего (цемента).

Дисковый активатор (рис. 8.12) содержит два диска [146] с консольными стержнями 4 в периферийной части, закрепленными по концентрическим окружностям с расположением каждого ряда одного диска между двумя рядами другого диска. Диски выполнены вогнутыми в цен-

тральной части. При этом вогнутые части дисков обращены одна к другой. Диски имеют приводы для их вращения в противоположные стороны и размещены в корпусе 1, который выполнен в виде тора. В полости тора смесь находится в зоне высокоэнергонапряженного воздействия перемещающихся стержней.

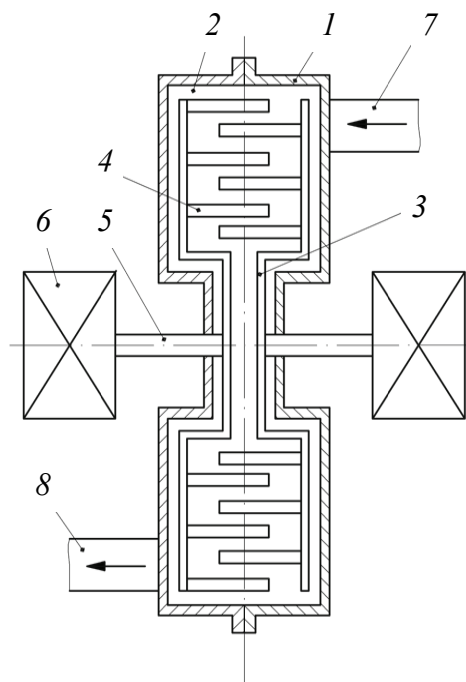


Рис. 8.12. Активатор жидких твердых смесей

Повышение эффективности активации жидких смесей происходит за счет размещения обрабатываемой смеси преимущественно в высокоэнергонапряженной части активатора. Активатор устанавливают под землей или на поверхности как врезку в закладочном трубопроводе. Твердеющая закладочная смесь после мельничного измельчения поступает в трубопровод 7, а из него в полость 2 активатора, где вращаются диски 3 в противоположные стороны. При этом их относительная линейная скорость может достигать 300 м/с, что обеспечивает интенсивное перемешивание закладки, ее гомогенизацию, измельчение твердых частиц, разрушение гидратных пленок на частицах цемента.

Смесь проходит по торообразной полости 2 и далее движется по трубопроводу 8 в выработанное пространство. За счет интенсивного механического воздействия закла-

дочная смесь не расслаивается в трубопроводе и в выработанном пространстве, становится более текучей и, главное, обеспечивается возможность снижения расхода цемента на 20–25 % при сохранении необходимой прочности закладочного массива.

Пластинчатый активатор с электромагнитным приводом [147] (рис. 8.13) состоит из прямоугольной проточной камеры 1 со щелевидным каналом 2, консолей 3, пластин-резонаторов 4, источников переменного магнитного поля 5. Прямоугольная проточная камера присоединяется, например, с помощью фланцевых соединений 6 к основному ставу трубопровода 7.

Камера 1 может изготавливаться из магнитопроницаемого материала (лучше парамагнетика или ферромагнетика) полностью или частично. Материалами для изготовления камеры 1 могут служить электротехнические стали, металлы и т. п.

Источник переменного магнитного поля 5 размещен с внешней стороны камеры, представляет собой обмотку со стержнем, в котором генери-

руется переменное магнитное поле. Синхронность работы источников достигается за счет их управления. Консоли 3 выполнены из рессорной стали, способны выдержать большое количество колебаний.

Пластины-резонаторы 4 изготавливаются из магнитного материала и закреплены в консолях 3. Размеры устройства зависят от диаметра трубопровода, в котором оно устанавливается.

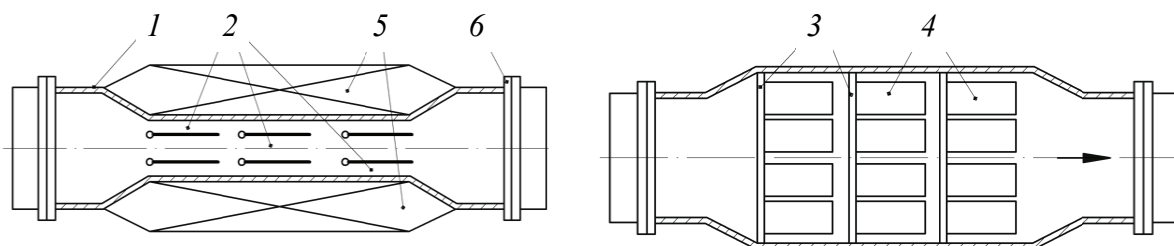


Рис. 8.13. Активатор жидких сред

При транспортировке жидких сред и смесей по трубопроводу, оснащённому устройством, пластины-резонаторы приводят в колебательное движение за счет резонанса, путем включения источника переменного магнитного поля. При колебании пластин происходит турбулизация потока смеси, ее интенсивная обработка за счет кавитационного эффекта. Таким образом, идет интенсивная активация смеси, при которой возникают частые соударения частиц смеси, их разрушение и измельчение с перемешиванием. При использовании данного активатора в процессе транспортировки по трубопроводу твердеющих закладочных смесей происходит разрушение зерен вяжущего, удаление гидратных пленок, повышение однородности смеси и, как следствие, увеличение прочности смеси.

Подбирая режим обработки за счет амплитуды и частоты резонирования пластин, можно управлять процессом активации смесей.

Устройство целесообразно использовать для активации, например, при транспортировке твердеющих закладочных смесей. При использовании устройства прочность твердеющей закладки возрастает на 10–15 %, уменьшаются сроки схватывания на 15–20 %, расход вяжущего снижается на 5–10 %.

Гидродинамический активатор с пневматическим приводом

Активатор [148] содержит трубу 1 (рис. 8.14) и соосный с трубой вращающийся ротор 2, снабженный продольными канавками 3. В средней части трубы 1 выполнены прорезы 4 и 5 для сообщения канавок 3 с источником сжатого воздуха и атмосферой. В стенках ротора могут быть выполнены каналы 6 для сообщения полостей ротора с внутренней полостью активатора 7.

Поток сжатого воздуха, взаимодействуя с ребрами ротора, начинает его вращать. Жидкая масса, которая перемещается по трубопроводу, попадая в полость 7, подвергается интенсивному механическому воздействию, так как скорость вращения ротора 2 может достигать 1–5 тыс. об/мин. Воздействие на жидкую массу осуществляется ребрами 8, установленными в полости 7, при этом происходит механическая активация жидкой среды, гомогенизация внутренней структуры и разрушение твердых частиц. Отработанный воздух через каналы 6 попадает в полость 7 ротора и дополнительно закручивает и разгоняет жидкую массу или сбрасывается через патрубок 5.

При выполнении ребер 8 винтовыми обеспечивается возможность дополнительного разгона жидкой закладочной смеси в роторе, что позволяет увеличить длину горизонтального участка трубопровода.

При необходимости по длине трубопровода может устанавливаться несколько активаторов.

За счет обработки закладочной смеси в активаторе обеспечивается возможность снижения расхода цемента на 10–20 % без снижения прочности закладочного массива.

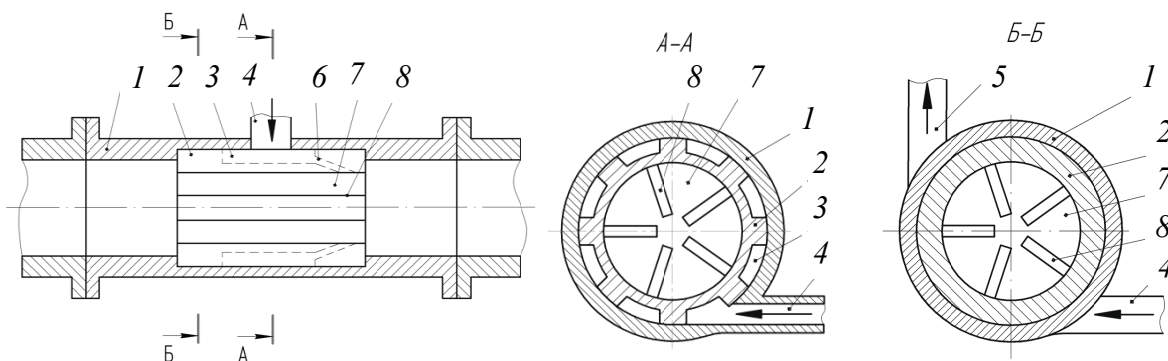


Рис. 8.14. Активатор для транспортирования закладочных смесей

Рекомендации по применению активаторов для повышения текучести закладки

Для управления реологическими свойствами и текучестью закладочной смеси в целях увеличения предельной длины транспортирования на горизонтальном участке трубопровода рекомендуется применение различных типов активаторов.

При самотечной транспортировке рекомендуется применение бесприводных пластинчатых, гидродинамических активаторов [140]. Активатор устанавливается в нижней части вертикального става. Настройка активатора на частоту колебания струи осуществляется регулировкой скоростей истечения струи и изменением расстояния между соплом и резонатором.

Колебания генерируются при давлении струи 0,2 МПа и выше, при этом наблюдаются частоты в пределах 2–35 кГц в зависимости от скорости истечения потока.

Для управления реологическими свойствами и текучестью закладочной смеси при подпорном транспортировании рекомендуется применение гидродинамических активаторов напорного действия или шламовых центробежных насосов в качестве устройств турбулентной активации.

Техническая характеристика и зависимость изменения реологических свойств всех типов закладочных смесей от скорости истечения струи (производительности закладочной установки, м³/с) и типа применяемых активаторов (насосов) определяется экспериментально.

При значительной протяженности транспортирования используется несколько гидродинамических активаторов напорного действия или шламовых центробежных насосов с одинаковыми рабочими характеристиками, соединенных последовательно и расположенных вдоль трассы. В этом случае трубопровод с предыдущего гидродинамического активатора (центробежного насоса) заводится непосредственно во всасывающий патрубок последующего (с открытой задвижкой). Все активаторы, объединенные общим трубопроводом, работают как единая система, без разрыва струи. Напоры, развиваемые отдельными активаторами, суммируются, т. е. $H_c = H_1 + H_2$. В соответствии с законом неразрывности расходы закладочной смеси через каждый активатор равны между собой, т. е. $Q_1 = Q_2 = Q_c$.

Пуск системы при многоступенчатых схемах работы следует осуществлять последовательно в прямом порядке, а остановку – в обратном порядке.

Режим работы гидротранспортной системы должен определяться точкой, лежащей на кривой $H = f(Q)$ (рис. 8.15), соответствующей расходу поступающей смеси. Режим работы в точке M является устойчивым. Поддержание устойчивости этого режима обеспечивается соответствующим регулированием работы системы.

Регулирование производительности активаторов (насосов) производится изменением числа оборотов или при помощи задвижки на нагнетательном трубопроводе (т. е. изменением характеристики трубопровода).

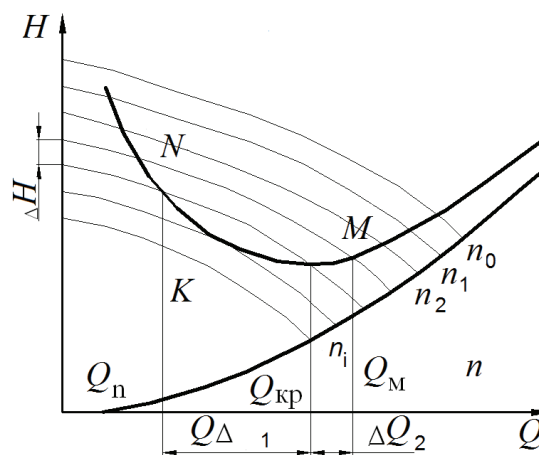


Рис. 8.15 Характеристика активатора (насоса): H – напор; Q – подача; n_i – частота вращения рабочего колеса

Последний метод регулирования применяется только в случае работы активатора (насоса) на преодоление гидравлических сопротивлений, когда геодезическая высота подачи близка к нулю (на горизонтальных участках).

Для регулируемого привода уменьшение частоты вращения рабочего колеса возможно до тех пор, пока кривая характеристики активатора не станет касательной к кривой характеристики трубопровода в точке K .

Дальнейшее понижение расхода требует повышения частоты вращения. При этом точка, характеризующая режим работы системы, должна сместиться вправо. В этом случае необходимо предусмотреть специальное устройство для подачи воздуха во всасывающий патрубок активатора, т. е. будет иметь место регулирование путем подачи воздуха в активатор. Кривая характеристики активатора (насоса) деформируется и становится касательной к кривой характеристики трубопровода.

Исследование процессов и параметров трубопроводного транспорта

Известно, что коэффициенты динамической μ и кинематической ν вязкости ньютоновской жидкости, найденные при помощи приборов (вискозиметры различных типов), не вызывают сомнений. Зависимость потерь давления Δp от расхода q , вычисленная с помощью этих μ или ν , совпадает с высокой точностью с аналогичной кривой, построенной по экспериментальным точкам.

Иначе обстоит дело с определением реологических свойств, т. е. η и τ_0 , в случае если жидкость является вязкопластичной. Недостаток способов определения реологических свойств вязкопластичных жидкостей заключается в том, что τ_0 не является динамическим напряжением сдвига, и поэтому величина динамического коэффициента вязкости также не соответствует истинному значению.

Экспериментальные работы по выявлению основных зависимостей между параметрами транспортирования закладочных смесей на промышленном закладочном трубопроводе с определением зависимости перепада давления Δp от расхода q и типа закладочной смеси, проверка закладочной смеси на сливе трубопровода на соответствие требованиям технологического регламента РТПП-045–2004 позволяют установить:

- коэффициент динамической вязкости, а также динамическое напряжение сдвига;
- область существования турбулентного режима (область устойчивого режима течения) изменением расхода;

- влияние гидродинамических активаторов на реологические параметры закладочной смеси в режиме транспортирования и сохранения ее реакционных свойств;
- характеристику трубопровода;
- возможность транспорта закладочных смесей на большие расстояния (более 3,5 км) без ухудшения реакционных свойств.

Принципиальная схема закладочного трубопровода с установкой контрольно-измерительных приборов для контроля потерь давления в трубопроводе от расхода жидкости q с целью определения τ_0 и η , а также изучения особенностей механизма течения закладочной смеси приведена на рис. 8.16.

При включении в трубопровод гидродинамических активаторов различного типа проведением необходимых измерений и вычислений определяют влияние гидродинамических активаторов в трубопроводе на вязкость, предельное напряжение сдвига и текучесть смеси в зависимости от расхода q и типа закладочной смеси.

Замеры давления в трубопроводе производятся с помощью устройств типа разделительной камеры РК-1, манометров и приборов с автоматической записью данных. Схема установки приборов для замера давления в трубопроводе приведена на рис. 8.17.

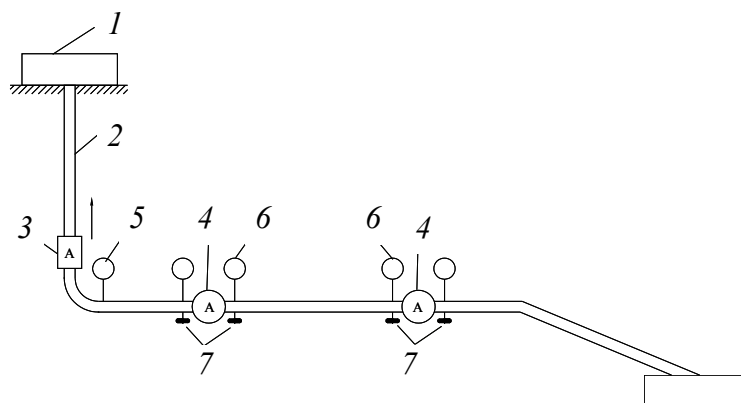


Рис. 8.16. Схема установки приборов на трубопроводе: 1 – поверхностный закладочный комплекс (ПЗК); 2 – закладочный трубопровод; 3 – бесприводной активатор; 4 – напорный гидродинамический активатор; 5 – датчик давления МЭД и разделительная камера; 6 – манометры с разделительными камерами; 7 – датчики ДНС-1, ДНС-2

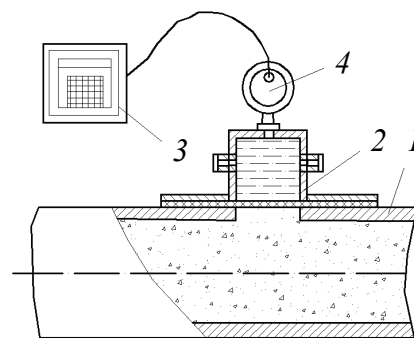


Рис. 8.17. Схема установки приборов для замера давления в трубопроводе: 1 – трубопровод; 2 – разделительная камера; 3 – самописец; 4 – датчик давления МЭД

Принцип исследований характера потока и измерения его параметров основан на использовании явления электропроводности закладочной смеси.

Датчики ДНС-1 предназначены для определения скорости перемещения закладочной смеси и устанавливаются в верхней части трубопровода. Схема установки датчиков ДНС на трубопроводе показана на рис. 8.18.

Датчики устанавливаются парами (расстояние между ними 20–40 м), расстояние между отдельными парами принимается равным 100–400 м в зависимости от длины исследуемого участка. По времени прохождения смеси между парой датчиков определяется средняя скорость.

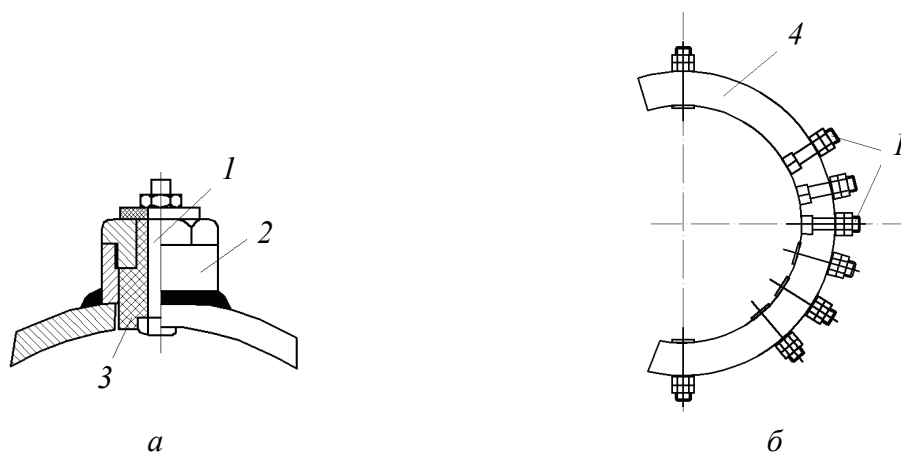


Рис. 8.18. Датчики наличия смеси: *а* – ДНС-1; *б* – ДНС-2;
1 – электрод; 2 – втулка; 3 – изолятор; 4 – диэлектрическое кольцо

С помощью датчиков ДНС-2 определяется локальное расположение в трубопроводе закладочной смеси при ее движении по трубам, а также площадь, которую занимает закладочная смесь в сечении трубопровода.

Датчик ДНС-2 устанавливается между фланцами трубопровода. При этом внутренний диаметр диэлектрического кольца должен быть равен диаметру трубопровода. По записям на осциллограмме устанавливается характер потока по длине трубопровода.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Агошков, М. И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М. И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский. – М. : Недра, 1983.
2. Айбиндер, И. И. Выбор параметров конструктивных элементов сплошной слоевой системы разработки с закладкой / И. И. Айбиндер, О. В. Овчаренко // Теория и практика разработки рудных и нерудных месторождений. – М. : ИПКОН АН СССР, 1986. – С. 146–155.
3. Бронников, Д. М. Разработка руд на больших глубинах / Д. М. Бронников, Н. Ф. Замесов, Г. И. Богданов. – М. : Недра, 1982.
4. Водопьянов, В. Л. Возможность уменьшения потерь калийных солей путем использования упрочняющего действия закладки на целики / В. Л. Водопьянов // Горный журнал. – 1965. – № 2 – С. 28–31.
5. Иофин, С. Л. Разработка свинцово-цинковых месторождений в капиталистических и развивающихся странах / С. Л. Иофин, Г. Д. Лисовский. – М. : Недра, 1972.
6. Технический прогресс на горнодобывающих предприятиях свинцово-цинковой промышленности / С. Л. Иофин, Л. В. Белов [и др.] // Цветная металлургия. – 1976. – № 22. – С. 7–11.
7. Кравченко, В. П. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений / В. П. Кравченко, В. В. Куликов. – М. : Недра, 1974.
8. Передовой опыт применения твердеющей закладки при добыче железных руд / Черметинформация. – М., 1979. – 52 с.
9. Середа, Б. К. Технология приготовления твердеющей закладки при разработке рудных месторождений / Б. К. Середа, М. Н. Цыгалов. – М. : ЦИИНцветмет, 1964.
10. Хомяков, В. И. Зарубежный опыт закладки на рудниках / В. И. Хомяков. – М. : Недра, 1984.
11. Цыгалов, М. Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд / М. Н. Цыгалов. – М. : Недра, 1985. – 272 с.
12. Атманских, С. А. Влияние глины на прочность свойства твердеющих смесей / С. А. Атманских, Л. К. Гертман // Горный журнал. – 1978. – № 6. – С. 44–45.
13. Атманских, С. А. Повышение эффективности твердеющей закладки при увеличении содержания и крупности заполнителя в ней / С. А. Атманских // Уголь. – 1968. – № 3.
14. Белов, Г. М. Взаимосвязь физико-механических свойств монолитной закладки с ее качественным и количественным составом / Г. М. Бе-

лов, В. Д. Печенкин, М. Н. Цыгалов // Сборник научных трудов Магнитогор. горно-металлург. ин-та им. Н. Н. Носова. – 1975. – Вып. 145. – С. 13–18.

15. Балах, Р. В. Механические свойства закладки из хвостов обогащения руд Джезказгана / Р. В. Балах, Г. А. Прокушев, Р. П. Стрельникова // Совершенствование технологии горных работ на Джезказганском месторождении : тр. ИГД АН Каз. ССР – Алма-Ата, 1979. – Т. 56. – С. 28–30.

16. Вяткин, А. Н. Твердеющая закладка на рудниках / А. Н. Вяткин, Д. Г. Горбачев, В. Н. Рубцов. – М. : Недра, 1983.

17. Весков, М. И. Методические рекомендации по выбору параметров закладочного массива и закладочных материалов для отработки пластов под охраняемыми в центральном районе Донбасса / М. И. Весков, В. И. Симонов, Пайко Э.И. – М. : ИГД им. А. А. Скочинского АН СССР, 1979.

18. Воконский, Б. В. Технологические, физико-механические и физико-химические исследования цементных материалов / Б. В. Воконский, С. Д. Макашев, Н. И. Штейер. – М. : Стройиздат, 1972.

19. Воронин, В. С. Способы повышения конечной прочности закладочного бетона / В. С. Воронин // Горный журнал. – 1975. – № 11. – С. 37–41.

20. Гертман, В. П. Влияние расхода воды и зернового состава заполнителей на качество закладки / В. П. Гертман, С. А. Атамских, К. Н. Светлаков // Горный журнал. – 1982. – № 5. – С. 28–31.

21. Илюшин, А. П. Обоснование технологических свойств твердеющей закладки с крупным заполнителем: автореф. дис. ... канд. тех. наук / А. П. Илюшин. – Свердловск, 1984.

22. Паршиков, А. М. К вопросу использования различных материалов для закладки выработанного пространства на угольных шахтах / А. М. Паршиков. – Донецк : Донец. ун-т, 1983. – 19 с.

23. Вольхин, Б. А. Опыт управления горным давлением при системах с твердеющей закладкой на рудниках Урала / Б. А. Вольхин, Т. Н. Смирнов. – М. : Цветметинформация, 1976. – 48 с.

24. Гуттер, А. А. Исследование свойств закладочных материалов, определяющих условия транспортировки и выпуска из бункеров / А. А. Гуттер, И. И. Барсуков // Подземная разработка мощных угольных пластов. – 1976. – Вып. 3. – С. 71–78.

25. Дмитриев, Г. П. Гидротранспорт руд и концентратов / Г. П. Дмитриев, А. Е. Смолдырев. – М., 1968. – 60 с.

26. Ерофеев, И. Е. Использование хвостов обогатительных фабрик для закладки на рудниках цветной металлургии Казахстана / И. Е. Ерофеев, Л. А. Крупник, Г. В. Соколов // Охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов на предприятиях цветной металлургии. – Вып. 1. – М. : ЦНИИцветметэкономики и информатики, 1986.

27. Золоторев, Г. М. Опыт механизации закладочных работ на угольных шахтах: экспресс-информация / Г. М. Золоторев, Ю. Д. Горохов. – М. : Изд-во ЦНИЭИуголь, 1982.
28. Животовский, Л. С. Напорный гидротранспорт песчано-гравийных смесей / Л. С. Животовский // Гидротехническое строительство. – 1962. – № 10. – С. 11–12.
29. Крупник, Л. А. Исследование свойства и выбор рациональных составов твердеющей закладочной смеси: автореф. дис. ... канд. техн. наук / Л. А. Крупник. – Алма-Ата, 1971. – 91 с.
30. Силин, Н. А. Гидротранспорт угля по трубам / Н. А. Силин, Ю. К. Витошин. – Киев : Изд-во АН УССР, 1964. – 88 с.
31. Смолдырев, А. Е. Трубопроводный транспорт / А. Е. Смолдырев. – М. : Госгортехиздат, 1961. – 260 с.
32. Трайнис, В. В. Определение параметров напорного гидротранспорта щебня / В. В. Трайнис // Гидротехническое строительство. – 1960. – № 3. – С. 40–41.
33. Бронников, Д. М. Разработка руд на больших глубинах / Д. М. Бронников, Н. Ф. Замесов, Г. И. Богданов. – М. : Недра, 1982.
34. Разработка технологических схем приготовления шихт закладочных материалов / И. И. Барсуков, Р. Е. Голощапов, Ю. Е. Кирюхин [и др.] // Технология отработки угольных пластов Кузбасса и Дальнего Востока. – Прокопьевск, 1980. – С. 43–48.
35. Закладочное хозяйство шахт и рудников / А. Г. Джваршейшвили, В. А. Силагадзе [и др.]. – М. : Недра, 1978.
36. Зайцев, О. Н. Совершенствование закладочных работ на Джезказганском горно-металлургическом комбинате / О. Н. Зайцев, Е. И. Николаев // Горный журнал. – 1983. – № 5. – С. 23–25.
37. Крупник, Л. А. Технология закладочных работ с полным использованием хвостов обогащения / Л. А. Крупник, Г. В. Соколов, В. С. Герасимов // Совершенствование технологии добычи руд с закладкой на рудниках Казахстана. – Алма-Ата : Наука, 1986. – С. 81–106.
38. Мясников, К. В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений / К. В. Мясников, В. В. Руденко. – М. : Недра, 1964.
39. Цыгалов, М. Н. Влияние материалов на качество монолитной закладки / М. Н. Цыгалов, И. Т. Слащилин, Г. Д. Замосковцева // Горный журнал. – 1981. – № 5. – С. 27–28.
40. Смирнов, К. А. Опыт применения твердеющей закладки на Гайском руднике / К. А. Смирнов, К. Ю. Репп. – М. : ЦИИНцветмет, 1966.
41. Воронин, В. С. Подбор составов и изучение свойств закладочного бетона для рудников Талнахского рудного узла / В. С. Воронин. – Норильск, 1975.

42. Ходаков, Г. С. Физика измельчения / Г. С. Ходаков. – М. : Наука, 1972.
43. Будников, П. П. Гранулированные доменные шлаки и шлаковые цементы / П. П. Будников, И. А. Значко-Яворский. – М. : Промстройиздат, 1953.
44. Бронников, Д. М. Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / Д. М. Бронников, Г. С. Замесов, Г. И. Киличенко. – М. : Наука, 1973.
45. Бреннер, Г. Реология двухфазных систем / Г. Бреннер // Реология суспензий. – М. : Мир, 1975. – С. 11–67.
46. Вахрушев, Л. К. Применение титаносодержащих шлаков доменного производства для закладочных смесей / Л. К. Вахрушев // Сборник трудов Всесоюз. науч.-исслед. горно-металлург. ин-та цвет. металлов, 1986. – № 27. – С. 90–95.
47. Совершенствование схем приготовления забутовочного материала / Г. И. Великий, В. И. Черетянко, В. В. Черкасов, З. М. Чубенко // Шахтное строительство. – 1980. – № 3. – С. 5–6.
48. Городецкий, П. И. Вопросы применения бетонных опор и цементированной закладки при разработке рудных месторождений / П. И. Городецкий, Ю. И. Паненков. – М. : Госгортехиздат, 1960.
49. Гулий, В. М. Исследование элементов систем разработки и планирования горных работ в условиях Текелийского рудника : автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Алма-Ата, 1969.
50. Гулий, В. М. Опыт борьбы с подземными эндогенными пожарами и внедрение камерной системы разработки с твердеющей закладкой на Текелийском руднике / В. М. Гулий, А. В. Милки, С. И. Джансугуров. – М. : ЦИИНцветмет, 1967.
51. Бутт, Ю. М. Технология цемента и других вяжущих материалов / Ю. М. Бутт. – М. : Строительство, 1964.
52. Технология вяжущих веществ / Ю. М. Бутт, С. Д. Окоронов, В. В. Тимашев, С. Д. Сичев. – М. : Высш. шк., 1965.
53. Болдырев, В. В. Механохимия твердых вяжущих веществ / В. В. Болдырев, Е. Г. Аввакулов // Успехи химии. – 1971. – Т. 44. – № 10. – С. 1835–1856.
54. А. с. № 6662735 (СССР). Способ приготовления закладочной смеси (Ачисайский политехнический комбинат «Ачиолимет» / О. А. Байконуров, Л. А. Крупник, Е. И. Коган ; заявл. 1982.
55. Боганов, А. И. Механическое оборудование цементных заводов / А. И. Боганов. – М. : Машгиз, 1961.
56. Волженский, А. В. Технология минеральных вяжущих / А. В. Волженский. – М. : Стройиздат, 1980.

57. Горобец, В. И. Новое направление работ по измельчению / В. И. Горобец, Л. Т. Горобец. – М. : Недра, 1977.
58. Лаптева, Е. С. Физико-химические изменения слоистых силикатов в процессе механической активации / Е. С. Лаптева, Т. С. Юсупов, А. С. Бергер. – Новосибирск : Наука, 1981.
59. Совалов, И. Г. Методы активации цемента и влияние активации на свойства бетонов / И. Г. Совалов, Ю. Г. Хаютин. – М. : Госстройиздат, 1963. – 40 с.
60. Пат. РФ № 2069766. Способ возведения изолирующей перемычки / А. Г. Кузнецов, В. А. Шалауров, А. Н. Анушенков ; опубл. 27.11.96. Б. И. № 33.
61. Разработка, освоение и совершенствование технологии закладки выработанного пространства на рудниках НГМК. – Норильск, 1976.
62. Студзинский, С. А. Об использовании местных материалов и отходов производства для вяжущих в твердеющей закладке / С. А. Студзинский // Горный журнал. – 1977. – № 1. – С. 48–50.
63. Требуков, А. Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд / А. Л. Требуков. – М. : Недра, 1981.
64. Разработка месторождений с закладкой / Э. Ариоглу, Лю Кечжень [и др.]. – М. : Мир, 1987.
65. Зырянов, А. Г. Применение твердеющей закладки на рудниках Канады / А. Г. Зырянов, В. Т. Ковалевская // Цветная металлургия. – 1972. – № 11. – С. 10–12.
66. Установки по производству твердеющей закладки / К. Ю. Репп, Д. Д. Коноуров, С. А. Стулаинский [и др.] // Сборник трудов Ин-та Унипромедь. – № 10. – 1967.
67. Вяткин, А. Н. Транспортировка твердеющих закладочных смесей по трубам самотечным и самотечно-пневматическим способами / А. Н. Вяткин // Обзорная информация. – М., 1979.
68. Типизация и унификация технологических схем закладочных комплексов на рудниках Казахстана / И. Е. Ерофеев, И. Б. Едильбаев, Г. В. Соколов, Е. И. Николаев. – Алма-Ата : КазНИИНТИ, 1982.
69. Зурков, Е. П. К вопросу моделирования технологического процесса закладочного комплекса: Подземная разработка мощных шлаков для изготовления твердеющей закладки / Е. П. Зурков // Горный журнал. – 1971. – № 6. – С. 45.
70. Опыт разработки типовых технологических схем закладочных комплексов рудников цветной металлургии Казахстана / И. Б. Едильбаев, И. Е. Ерофеев, Г. В. Соколов, В. И. Моисеев // Цветная металлургия. – 1962. – С. 8–161.

71. Золотарев, Г. М. Методическое руководство по изготовлению, монтажу и эксплуатации пневмозакладочного трубопровода ТПЗ-200 / Г. М. Золотарев. – М. : ИГД им. А. А. Скочинского, 1979.
72. Иванов, А. Е. Перемещение грунта напорными и безнапорными потоками / А. Е. Иванов. – М. : Речиздат, 1952. – 62 с.
73. Красик, В. М. Напорный гидротранспорт мелких песчаных хвостов горно-обогатительных комбинатов / В. М. Красик, В. И. Войтенко, В. Н. Кондаков // Гидромеханика. – 1973. – Вып. 25. – С. 80–84.
74. Перспективы применения вибросамотечного транспорта твердеющей закладки / О. А. Байконуров, В. А. Мельников, Ш. У. Кунанбаев [и др.] // Горный журнал. – 1980. – № 5. – С. 25–27.
75. Коган, В. Н. Новая технология закладочных работ / В. Н. Коган // Безопасность труда в промышленности. – 1978. – № 7. – С. 46–47.
76. Анушенков, А. Н. Совершенствование технологии приготовления многокомпонентных твердеющих смесей на закладочных комплексах рудников НГМК / А. Н. Анушенков // Управление развитием горных работ при подземной разработке рудных месторождений : материалы Всесоюз. семинара. – Красноярск, 1987. – С. 27–28.
77. Технология и механизация подземной добычи руд цветных металлов за рубежом / К. Г. Арютюнов, М. И. Дорохов, И. Д. Соломатов [и др.]. – М. : ЦИИНЦветмет, 1969.
78. Атманских, С. А. Исследование составов закладочных смесей с использованием отходов производства фталеевого ангидрида / С. А. Атманских // Сборник трудов Всесоюз. горно-металлургического науч.-исслед. ин-та цветных металлов. – 1976. – № 27. – С. 86–89.
79. Белаш, А. С. Разработка железнорудных месторождений с закладкой / А. С. Белаш, А. Ф. Ковалев, Г. Ф. Линник. – Киев : Наукова думка, 1969.
80. Батурина, Г. М. Эффективность применения отходов глиноземного металлургического производства для приготовления закладочных смесей / Г. М. Батурина // Сборник трудов Всесоюз. науч.-исслед. горно-металлург. ин-та цветных металлов. – 1976. – № 27. – С. 86–89.
81. Белов, Г. М. Выбор активизаторов для отвалных мартеновских и доменных шлаков / Г. М. Белов, В. И. Шишкин // Подземная разработка мощных рудных месторождений. – 1981. – Вып. 10. – С. 74–79.
82. Совершенствование схем приготовления забутовочного материала / И. Г. Великий, В. И. Черетянко, В. В. Черкасов, З. М. Чубенко // Шахтное строительство. – 1980. – № 3. – С. 5–6.
83. Будягин, П. Ю. Первичные активные центры в механохимических реакциях / П. Ю. Будягин // Журнал Всесоюз. хим. общества им. Д. И. Менделеева. – С. 90–98.

84. Бонд, Ф. С. Законы дробления / Ф. С. Бонд // Труды европейского совещания по измельчению. – М., 1981.
85. Исследование прочности бетонной закладки при разработках Джезказганского месторождения / О. А. Байконуров, В. В. Костюченко, В. А. Мельников, М. М. Магауянов // Разработка месторождений полезных ископаемых. – Алма-Ата : Казах. политехн. ин-т. – 1978. – Вып. 7.
86. Бутт, Ю. М. Общая технология силикатов / Ю. М. Бутт, Г. Н. Дудеров, М. А. Матвеев. – М. : Стройиздат, 1976.
87. Гертман, Л. К. Применение зол ТЭЦ для приготовления твердеющей закладки / Л. К. Гертман // Совершенствование технологии добычи и обогащения руд цветных металлов. – Свердловск, 1983. – С. 56–64.
88. Гертман, Л. К. Твердеющая закладка на основе никелевых шлаков / Л. К. Гертман, С. А. Атманских, Т. А. Субботина // Труды Урал. научно-исслед. и проектного ин-та медной промышленности. – 1978. – Вып. 21. – С. 22–24.
89. Глуховеров, А. Л. О возможности применения хвостов обогатительной фабрики в качестве мелкого заполнителя для закладочных бетонов / А. Л. Глуховеров, Р. А. Сайкуров, Т. В. Золотых // Сборник трудов Белгород. технол. ин-та строит. материалов им. Гришманова. – 1976. – Вып. 21. – С. 70–77.
90. Гейлор, Р. И. Химия цементов / Р. И. Гейлор. – М. : Гостройиздат, 1969.
91. Алюмосиликатные вяжущие и бетоны на основе эффузивных пород / В. Д. Глуховский, К. М. Марактаев [и др.] // Строительные материалы. – 1980. – № 3. – С. 12.
92. Глуховский, В. Д. Шлакощелочные цементы и бетоны / В. Д. Глуховский, В. А. Пахомов. – Киев : Будивельник, 1978. – С. 41–44.
93. Применение твердеющей закладки на шахте № 57 Джезказганского ГМК / О. Н. Зайцев, Х. К. Кушеков, А. П. Имошин, Ж. Д. Джалмухамбетов, Н. Ж. Турсунов // Горный журнал. – 1978. – № 1.
94. Заровнятных, В. Л. Применение никелевых гранулированных шлаков для изготовления твердеющей закладки / В. Л. Заровнятных, Ф. М. Портнов // Горный журнал. – 1971. – № 6. – С. 45.
95. Иманголиев, А. И. Технология получения твердеющей закладки в условиях Джезказгана / А. И. Иманголиев, Н. А. Терентьев, К. Ю. Репп // Горный журнал. – 1972. – № 11. – С. 30–32.
96. Конохов, В. П. Влияние пластифицирующих добавок на реологические свойства твердеющих смесей / В. П. Конохов // Совершенствование способов разработки и обогащения рудных месторождений Кольского полуострова. – Апатиты, 1978. – С. 28–31.

97. Курбатова, Н. Н. Химия гидратации портландцемента / Н. Н. Курбатова. – М. : Стройиздат, 1977. – С. 24.
98. Королев, К. М. Интенсификация приготовления бетонной смеси / К. М. Королев. – М. : Стройиздат, 1976.
99. Королев, К. М. Оценка качества смешения тяжелых бетонных смесей / К. М. Королев // Труды НИИЖБ. – М., 1974. – Вып.16.
100. Применение ССб с целью повышения прочности закладочного массива. – Норильск, 1981.
101. Разработать и внедрить рациональные способы формирования закладочного массива применительно к технологическим схемам очистной выемки. – Норильск, 1980.
102. Репп, К. Ю. Влияние глинистых включений на прочность твердеющей закладки / К. Ю. Репп // Горный журнал. – 1981. – № 5. – С. 29–30.
103. Бронников, Д. М. Проблемы разработки обширных рудных залежей пологого залегания системами с закладкой выработанного пространства / Д. М. Бронников, Н. Ф. Замесов. – М. : Наука, 1971.
104. Байконуров, О. А. Подземная разработка месторождений с закладкой / О. А. Байконуров, В. А. Мельников, Л. А. Крупник. – Алма-Ата : Наука, 1972.
105. Говард, А. Д. Геология и охрана окружающей среды / А. Д. Говард, И. Ремонсон. – Л. : Недра, 1982.
106. Бочаров, В. А. Об окислении сульфидных минералов при измельчении / В. А. Бочаров, А. А. Голиков // Цветные металлы. – 1967. – № 7. – С. 26–31.
107. Молчанов, В. И. Физические и химические свойства тонкодиспергированных минералов / В. И. Молчанов, Т. С. Юсупов. – М. : Недра, 1981.
108. Воробьев, В. А. Строительные материалы / В. А. Воробьев. – М. : Высш. шк., 1962. – 132 с.
109. Совалов, И. Г. Методы активации цемента и влияние активации на свойства бетонов / И. Г. Совалов, Ю. Г. Хаютин. – М. : Гостройиздат, 1963. – 40 с.
110. Павлюченко, М. М. Энергия кристаллической решетки и реакционная способность твердых тел / М. М. Павлюченко // ДАН СССР. – 1962. – Т. 143. – С. 153–155.
111. Дешко, Ю. И. Измельчение материалов в цементной промышленности / Ю. И. Дешко, М. Б. Креймер, Г. С. Крыхтин. – М. : Стройиздат, 1966.
112. Закладочные работы в шахтах : справочник / под ред. Д. М. Бронникова, М. Н. Цыгалова. – М. : Недра, 1989. – 400 с.
113. Исследование факторов, влияющих на прочность твердеющих закладочных смесей. Физико-технические проблемы разработки полезных

ископаемых / А. В. Малетин, А. И. Мохов, В. И. Штеле, А. Н. Анушенков, О. Б. Осеев. – Новосибирск : Наука, 1992. – С. 84–91.

114. Опыт мокрого измельчения цементного клинкера в производственных условиях : информ. письмо Министерства ПСМ, 1952.

115. Светлаков, К. Н. Техника и технология ведения закладочных работ на рудниках цветной металлургии / К. Н. Светлаков, С. А. Атманских. – М., 1980. – 39 с.

116. Борисенко, С. Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С. Г. Борисенко. – Киев : Высш. шк., 1977.

117. Цыгалов, М. Н. Подземная разработка мощных рудных месторождений / М. Н. Цыгалов. – Свердловск : Наука, 1977.

118. Штеле, В.И. Статистический анализ качества приготовления многокомпонентных твердеющих смесей на рудниках Норильского ГМК. Комплексное использование минерального сырья / В. И. Штеле, Ю. И. Николаев, А. Н. Анушенков. – Алма-Ата: АН СССР, АН КССР. – 1991. – № 4. – С. 70–72.

119. Анушенков, А. Н. Исследование характеристик комплексных вяжущих на основе белитового шлама для закладки выработанного пространства угольных шахт / А. Н. Анушенков, В. И. Штеле, А. Г. Кузнецов // Вопросы совершенствования горных работ на шахтах и карьерах Сибири. – Новосибирск, 1990. – С. 34–38.

120. Молчанов, В. И. Технические средства активации минеральных веществ при измельчении / В. И. Молчанов, О. Г. Селезнева // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – № 6. – С. 60–75.

121. Пат. РФ № 2013131. Способ приготовления литой твердеющей закладки в шаровой мельнице / А. Н. Анушенков, Б. И. № 10.

122. Анушенков, А.Н. Оптимизация режимов приготовления и рецептур многокомпонентных твердеющих закладочных смесей / А. Н. Анушенков, Ю. И. Николаев, А. Г. Кузнецов // Оптимизация горных работ : материалы VIII Всесоюз. семинара. – Новосибирск, 1989. – С. 42–43.

123. Анушенков, А. Н. Совершенствование технологии приготовления многокомпонентных твердеющих смесей на закладочных комплексах рудников НГМК / А. Н. Анушенков // Материалы Всесоюз. семинара «Управление развитием горных работ при подземной разработке рудных месторождений». – Красноярск, 1987. – С. 27–28.

124. Анушенков, А. Н. Промышленные испытания АШЦ и АШЦЦ составов со снижением расхода ангидрита на рудниках НГМК / А. Н. Анушенков, Ю. И. Николаев, О. Б. Осеев // Системное моделирование технологии горных работ. – Новосибирск : ИГД СО РАН, 1989. – С. 28–40.

125. Анушенков, А. Н. О механизмах повышения вяжущих свойств и транспортабельности твердеющих закладочных смесей из отходов производства / А. Н. Анушенков // Перспективные технологии и техника для горно-металлургического комплекса : сб. науч. тр. КГАЦМиЗ к 40-летию на сибирской земле : Ч. II. – Красноярск, 1999. – С. 257–264.
126. Андреев, С. Е. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава / С. Е. Андреев, В. В. Товаров. – М. : Metallurgizdat, 1967.
127. Атманских, С. А. Исследование по совершенствованию системы контроля за прочностью твердеющей закладки / С. А. Атманских // Труды Урал. науч. исслед. ин-та медной промышленности. – Свердловск : Унипроместь, 1977. – № 20. – С. 74–76.
128. Байконуров, О. А. Подземная разработка месторождений с закладкой / О. А. Байконуров, Л. А. Крупник, В. А. Мельников. – Алма-Ата : Наука, 1972.
129. Анушенков, А. Н. Повышение эффективности применения местных материалов в закладочных смесях для подземной разработки рудных залежей / А. Н. Анушенков // Проблемы интенсификации производства на предприятиях цветной металлургии: тез. докл. краевой науч.-техн. конф. – Красноярск, 1987. – С. 24–25.
130. Анушенков, А. Н. Системное исследование производства ангидритшлакоцементных (АШЦ) составов закладки в шаровых мельницах на рудниках НГМК / А. Н. Анушенков // Системное моделирование технологии горных работ. – Новосибирск : ИГД СО РАН, 1989. – С. 40–46.
131. Мохов, А. И. Исследование ангидритошлакоцементных (АШЦ) составов закладки на руднике «Маяк». Добыча и переработка руд цветных металлов / А. И. Мохов, А. Н. Анушенков, Д. А. Упорова. – Норильск : завод-ВТУЗ при НГМК им. А. П. Завенягина, 1987. – С. 3–6.
132. Справочник по обогащению руд / И. К. Акиншин, Н. Т. Бащенко, О. С. Богданов [и др.]. – М. : Недра, 1982. – Т. 1. – 367 с.
133. Аршавский, В. В. Технологическая инструкция по применению шаровых мельниц в производстве закладочных смесей на рудниках Норильского ГМК (НГМК им. А. П. Звенягина) / В. В. Аршавский, В. С. Левин, О. Б. Осеев [и др.]. – Норильск, 1990. – С. 24.
134. Методические указания по определению рациональных режимов мельничного способа приготовления многокомпонентных закладочных смесей на рудниках «Маяк», «Таймырский», Норильского ГМК / В. И. Штеле, А. Н. Анушенков, В. В. Аршавский [и др.]. – Новосибирск : НГМК им. Завенягина; ИГД СО РАН, 1991.

135. Илюшин, А.П. Трубопроводный транспорт для перемещения твердеющих закладочных смесей / А. П. Илюшин, И. И. Бакиновский. – М. : Центр. науч.-исслед. информации и технико-экон. исслед., 1978.
136. Анушенков, А. Н. Развитие техники и технологии использования отвальных продуктов для закладки выработок / А. Н. Анушенков, В. А. Шалауров // Проблемы геотехнологии и недроведения. – Екатеринбург, 1998. Т. III. – С. 34–40.
137. Бувеч, Ю. А. Реология концентрированных смесей жидкости с мелкими частицами. Параметры межфазного взаимодействия / Ю. А. Бувеч, В. Г. Марков // Прикладная математика. – 1972. – № 17. – Вып. 3. – С. 480–493.
138. Шалауров, В. А. О подготовке и транспортировании водоугольных суспензий. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых / В. А. Шалауров, А. Н. Анушенков, А. М. Фрейдин. – Новосибирск : Наука, 1997. – С. 112–119.
139. Анушенков, А. Н. Приготовление литой твердеющей закладки из отходов производства / А. Н. Анушенков, А. М. Фрейдин, В. А. Шалауров // ФТПРПИ. – № 1. – 1998. – С. 104–109.
140. Анушенков, А. Н. Разработка комплексов приготовления и транспорта твердеющих смесей для закладки горных выработок / А. Н. Анушенков. – Красноярск : ГУЦМиЗ, 2006. –170 с.
141. А. с. № 1691242. Трубопровод для транспортировки твердеющих закладочных смесей / В. И. Штеле, А. Н. Анушенков, Я. Я. Куньшиш [и др.] ; опубл. 1991. Б.И. № 42.
142. А. с. № 1789794. Гидродинамический генератор для обработки жидких сред / В.И. Штеле, А. Н. Анушенков, Ю. М. Филиппов ; опубл. 1992. Б.И. № 3.
143. А. с. № 1654603. Активатор жидких сред / В. И. Штеле, Я. Я. Куньшиш, А. Н. Анушенков ; опубл. 1991. Б.И. № 21.
144. Пат. на полезную модель №126369. Активатор жидких сред (варианты)/ А. Ю. Стовманенко, А. Н. Анушенков ; опубл. 2013. Бюл. № 9.
145. А. с. № 1761647. Трубопровод для транспортирования жидких смесей / В. И. Штеле, А. Н. Анушенков ; опубл. 1992. Б.И. № 34.
146. А. с. № 1710782. Активатор жидких твердеющих закладочных смесей / В. И. Штеле, А. Н. Анушенков, О. Б. Осеев ; опубл. 1992. Б.И. № 5.
147. А. с. № 1778320. Устройство для обработки жидких сред / А. Н. Анушенков, В. И. Штеле ; опубл. 1992. Б.И. № 44.
148. А. с. № 1645226. Трубопровод для транспортировки жидких смесей / В. И. Штеле, А. Н. Анушенков ; опубл. 1991. Б.И. № 6.

Пример расчета нормативной прочности и состава твердеющей смеси

Определить нормативную прочность и состав твердеющей закладки, потребность закладочного комплекса в материалах, если годовая производительность рудника 400 тыс. т; глубина ведения горных работ 800 м; высота этажа 50 м; ширина панели 500 м; ширина камеры 7,5 м; угол падения залежи 40°; выемочная мощность 5,0 м; плотность руды и вмещающих пород в массиве 3,0 т/м³; марка цемента 400 МПа; мелкий заполнитель – песок средней крупности с влажностью 3 %; крупный заполнитель – щебень фракции минус 40 мм с влажностью 2 %.

Ориентировочно водоцементное отношение для пластичных смесей определяют по формуле Болоея:

$$[B/C] = AR_{\text{ц}} / (R_{\text{б}} + 0,5AR_{\text{ц}}), \quad (\text{A.1})$$

где А – коэффициент, учитывающий влияние характеристик заполнителей на прочность смеси.

Значения этого коэффициента в зависимости от вида заполнителя:

Высококачественные	0,65
Рядовые	0,6
Пониженного качества	0,55
Хвосты обогащения	0,39

$R_{\text{ц}}$ – активность (марка) цемента, МПа; $R_{\text{б}}$ – прочность смеси по истечении 28 сут, МПа. В горной промышленности при определении прочности закладки достаточно ориентироваться на прочность закладки по истечении 90 сут, поэтому $R_{\text{б}}$ определится по формуле $R_{\text{б}} = R_{90} \cdot \ln_{28} / \ln_{90}$, МПа при $R_{90} = 0,8R_{\text{ц}}$.

Для пластичных смесей с крупным и мелким заполнителями $[B/C] = 0,7-1,05$; для смесей с мелким наполнителем $[B/C] = 1-1,14$. Расход цемента на 1 м³ закладочной смеси

$$C = B / [B/C], \quad (\text{A.2})$$

где В – расход воды для получения требуемой подвижности смеси в зависимости от крупности заполнителя, л/м³.

Ориентировочный расход воды на приготовление 1 м³ закладки принимается по данным табл. А.1.

При транспортировании смеси по трубам ее оптимальная подвижность (осадка стандартного конуса) составляет 9–12 см.

Расход цемента для пластичных смесей обычно составляет более 250–350 кг/м³.

Таблица А.1

Ориентировочный расход воды в закладочной смеси

Осадка конуса, см.	Жесткость смеси	Расход воды, л/м ³ , в смеси					
		с гравием крупностью, мм			со щебнем крупностью, мм		
		20	40	70	20	40	70
10–12	–	220	210	195	235	225	210
5–7	–	210	200	185	225	215	200
1–3	–	200	190	170	210	205	190
–	30–50	180	170	160	195	190	180
–	90–120	170	165	155	180	175	170

Крупный заполнитель с размером зерен более 40 мм, как правило, не применяют для литой закладки из-за сложности его транспортирования по трубам.

Расход крупного заполнителя (щебня или гравия), кг/м³, определяют по выражению

$$K = 1\,000 / (V_{п.к} r_k / \rho_k + 1 / \rho_{з.к}), \quad (A.3)$$

где $V_{п.к} = 0,35–0,4$ – пустотность крупного заполнителя в стандартном состоянии, доли ед.; r_k – коэффициент раздвижки зерен крупного заполнителя мелким заполнителем (песком); $\rho_k = 1,5–1,8$ – плотность крупного заполнителя, кг/л; $\rho_{з.к} = 2,5–2,7$ – плотность зерен крупного заполнителя, кг/л.

Коэффициент раздвижки зерен может быть определен по графику (рис. А.1), который построен для заполнителя с модулем крупности зерен, равным 2,5. При уменьшении модуля крупности на единицу r_k уменьшается на 0,1–0,15, но не должен быть менее 1,1.

Характеристика песка по крупности приведена в табл. А.2. Расход мелкого заполнителя (песка), кг/м³, определяется по формуле

$$П = [1\,000 - (Ц / \rho_{з.ц} + В + K / \rho_{з.к})] \cdot \rho_{з.п}, \quad (A.4)$$

где $\rho_{з.ц}$ – плотность зерен цемента, $\rho_{з.ц} = 3,1$ кг/л; $\rho_{з.п}$ – плотность зерен песка, $\rho_{з.п} = 2,5–2,8$ кг/л.

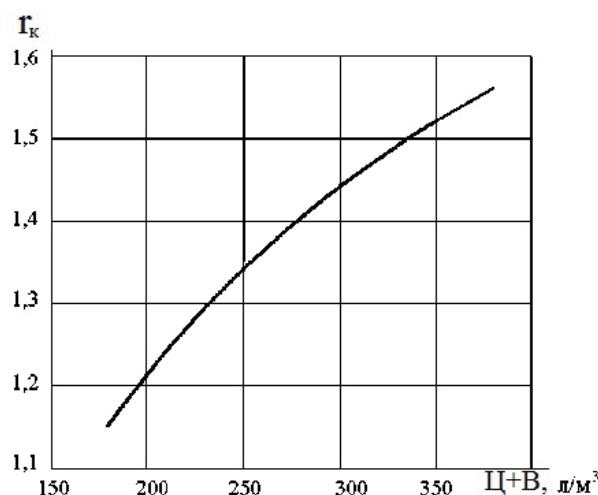


Рис. А.1. График к определению коэффициента раздвижки зерен крупного заполнителя

Таблица А.2

Классификация песка по крупности

Песок	Модуль крупности	Полный остаток на сите минус 0,63 мм, %
Крупный	3,5–2,4	50–75
Средний	2,5–1,9	35–50
Мелкий	2,0–1,5	20–35
Очень мелкий	1,6–1,1	7–20
Тонкий	Менее 1,1	Менее 7

Выход закладочной смеси

$$\beta = 1\,000 / (\text{Ц} + \text{К} + \text{П}). \quad (\text{А.5})$$

В зависимости от пустотности заполнителя $\beta = 0,55\text{--}0,75$. Объем воды, л, добавляемый на 1 м^3 смеси с учетом естественной влажности составляющих определится по выражению

$$B' = B - (\text{К}\omega_{\text{к}}\rho_{\text{к}} + \text{П}\omega_{\text{п}}\rho_{\text{п}}), \quad (\text{А.6})$$

где $\omega_{\text{к}}$, $\omega_{\text{п}}$ – естественная влажность соответственно крупного заполнителя и песка, доли ед.; $\rho_{\text{п}}$ – плотность песка, $\rho_{\text{п}} = 1,5\text{--}1,7\text{ кг/л}$.

Плотность закладочной смеси, кг/м^3 ,

$$\gamma = B' + \text{К} + \text{П} + \text{Ц}. \quad (\text{А.7})$$

Зная расход материалов на приготовление 1 м^3 закладочной смеси, следует определить потребность горного предприятия в закладке.

Годовая производительность закладочного комплекса, тыс. $\text{м}^3/\text{год}$, рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{п}} = P k_{\text{н.д}} k_{\text{у}} / \rho_{\text{р}}, \quad (\text{А.8})$$

где P – годовая производительность рудника, тыс. т; $k_{\text{н.д}}$ – коэффициент неравномерности добычи, $k_{\text{н.д}} = 1,25\text{--}1,3$; $k_{\text{у}}$ – коэффициент усадки для твердеющей закладки, $k_{\text{у}} = 1,01\text{--}1,02$; $\rho_{\text{р}}$ – плотность руды, $\rho_{\text{р}} = 2,7\text{--}3,0\text{ т/м}^3$.

Часовая производительность закладочного комплекса, $\text{м}^3/\text{ч}$,

$$Q = 1\,000 \cdot Q_{\text{п}} / (n_{\text{д}} \cdot n_{\text{см}} \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{п}}), \quad (\text{А.9})$$

где $n_{\text{д}}$, $n_{\text{см}}$ – соответственно число рабочих дней в году и смен в сутки при производстве закладочных работ; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{п}}$ – коэффициент технологических простоев, $k_{\text{п}} = 0,85\text{--}0,9$.

Следует также определить годовую потребность закладочного комплекса в каждом из составляющих твердеющей закладки:

в цементе	$\text{Ц}_1 = \text{Ц} Q_{\text{п}}$, тыс. т/год;
крупном заполнителе	$\text{К}_1 = \text{К} Q_{\text{п}}$, тыс. т/год;
песке	$\text{П}_1 = \text{П} Q_{\text{п}}$, тыс. т/год;
воде	$\text{В}_1 = \text{В}' Q_{\text{п}}$, тыс. $\text{м}^3/\text{год}$

Определим водоцементное отношение с учетом качества наполнителей.

$$R_{90} = 0,8R_{ц} = 0,8 \cdot 400 = 320 \text{ МПа.}$$

$$R_6 = R_{90} \ln 28 / \ln 90 = 320 \cdot 3,33 / 4,5 = 236,8 \text{ МПа.}$$

$$[B/C] = AR_{ц} / (R_6 + 0,5AR_{ц}) = 0,55 \cdot 400 / (236,8 + 0,5 \cdot 0,55 \cdot 400) = 0,63.$$

Расход цемента на 1 м³ закладочной смеси

$$C = B / [B/C] = 225 / 0,63 = 357 \text{ кг.}$$

С учетом плотности цемента $\rho_{з.ц} = 3,1 \text{ т/м}^3$ объем цемента составит $357 / 3,1 = 115,2 \text{ л.}$

По графику на рис. А.1, исходя из величины $C + B = 115,2 + 225 = 340,2 \text{ л/м}^3$, принимаем величину $r_k = 1,5$.

Расход крупного заполнителя

$$K = 1\,000 / (V_{п.к} r_k / \rho_k + 1 / \rho_{з.к}) = 1000 / (0,4 \cdot 1,5 / 1,7 + 1 / 2,6) = 1\,356 \text{ кг.}$$

Расход мелкого заполнителя

$$\begin{aligned} \Pi &= [1\,000 - (C / \rho_{з.ц} + B + K / \rho_{з.к})] \cdot 2,5 = [1\,000 - (357 / 3,1 + 225 + 1\,356 / 2,6)] \cdot 2,5 = \\ &= [1\,000 - (115,2 + 225 + 521,5)] \cdot 2,5 = 346 \text{ кг/м}^3. \end{aligned}$$

Выход закладочной смеси

$$\beta = 1\,000 / (C + K + \Pi) = 1\,000 / (357 + 1\,356 + 346) = 1\,000 / 2059 = 0,48.$$

Объем воды, добавляемый на 1 м³ смеси с учетом естественной влажности

$$\begin{aligned} B' &= B - (K \omega_k \rho_k + \Pi \omega_{п.п}) = 225 - (1\,356 \cdot 0,02 \cdot 1,7 + 346 \cdot 0,03 \cdot 1,6) = \\ &= 225 - (46,1 + 16,6) = 162,3 \text{ л.} \end{aligned}$$

Плотность закладочной смеси

$$\gamma = B' + K + \Pi + C = 162 + 1\,356 + 346 + 357 = 2\,221 \text{ кг/м}^3.$$

Годовая производительность закладочного комплекса

$$Q_{п} = R k_{н.д} k_y = 400 \cdot 1,25 \cdot 1,02 / 3,0 = 170 \text{ тыс. м}^3.$$

Часовая производительность закладочного комплекса

$$Q = 1\,000 Q_{п} / (n_d n_{см} T_{см} k_{п}) = 1\,000 \cdot 170 / (256 \cdot 2 \cdot 8 \cdot 0,85) = 49 \text{ м}^3.$$

Годовая потребность закладочного комплекса:

в цементе $C_1 = C Q_{п} = 357 \cdot 170 / 1\,000 = 60,7 \text{ тыс. т;}$

крупном заполнителе $K_1 = K Q_{п} = 1356 \cdot 170 / 1\,000 = 230,5 \text{ тыс. т;}$

песке $\Pi_1 = \Pi Q_{п} = 346 \cdot 170 / 1\,000 = 58,8 \text{ тыс. т;}$

воде $B_1 = B' Q_{п} = 162,3 \cdot 170 / 1\,000 = 27,6 \text{ тыс. м}^3.$

В качестве нормативной принимают наибольшую из двух величин прочности закладки, рассчитанных для стадий отработки камер $\delta_{сж1}$ и рудных целиков между заложенными камерами $\delta_{сж2}$.

При отработке первичных камер нормативная прочность твердеющей закладки, МПа, определяется по формуле

$$\delta_{сж1} = \frac{n}{1\,000k_{\phi}k_d} \left(\frac{k_{\alpha}\gamma_1 H_1 S}{S_1} + \gamma_2 h_2 \right). \quad (A.10)$$

Здесь n – коэффициент запаса прочности, принимается равным 1,5–2; k_{ϕ} – коэффициент формы целика.

$$k_{\phi} = \sqrt{a/h} \quad \text{при } a > h,$$

$$k_{\phi} = 0,6 + 0,4a/h \quad \text{при } a < h,$$

где a и h – соответственно поперечный размер и высота искусственного целика, м; k_d – коэффициент, учитывающий длительную прочность искусственного целика ($k_d = 0,5\text{--}0,7$, если искусственные опоры работают при незаложенных камерах, например, при двухстадийной выемке, или $k_d = 1$ при кратковременном нагружении искусственных опор); k_{α} – коэффициент, учитывающий угол падения α залежи:

$$k_{\alpha} = \cos^2 \alpha + \mu \sin^2 \alpha, \quad (A.11)$$

где μ – коэффициент бокового распора пород, $\mu = 0,2\text{--}0,4$ для прочных пород на средних глубинах;

γ_1 – удельный вес пород пригружающей толщи, кН/м³; H_1 – высота толщи, пригружающей искусственную опору (с известным запасом она может быть принята равной расстоянию между осями рудных целиков, отработываемых в последнюю очередь), м; S – площадь кровли, приходящейся на искусственную опору, м²; S_1 – площадь поперечного сечения искусственного целика, м²; γ_2 – удельный вес закладки, кН/м³; h_2 – высота обнажаемой части закладочного массива, м.

При отработке вторичных камер (блоковых и панельных целиков) нормативная прочность, МПа, закладки рассчитывается по формуле

$$\delta_{сж2} = \frac{n}{1\,000k_{\phi}k_d} \left(\frac{k_{\alpha}k_h HL}{d} + \gamma_2 h_2 \right), \quad (A.12)$$

где k_h – коэффициент, учитывающий, какая часть веса столба пород нагружает искусственный массив, $k_h = 0,5$ $L/H < 1$, если вторичные камеры меж-

ду искусственными целиками закладываются; $k_h = L/H > 1$ при незаложенных вторичных камерах; H – глубина залегания от поверхности, м; L – ширина панели (блока) или расстояние между осями рудных целиков, отрабатываемых в последнюю очередь, м; d – ширина искусственного целика (примерно равна ширине первичных камер), м.

Коэффициент запаса прочности принимается равным $n = 1\text{--}1,5$, так как искусственный целик имеет обычно большую ширину и основная его часть работает в объемном напряженном состоянии.

Из полученных значений нормативной прочности закладки для различных стадий очистной выемки выбирают большее значение с целью определения вещественного состава и необходимых объемов твердеющей закладки.

Нормативная прочность твердеющей закладки при отработке первичных камер определяется по формуле (А.10).

Принимаем коэффициент запаса прочности $n = 1,5$, коэффициент, учитывающий угол падения залежи $k_\alpha = \cos^2 \alpha + \mu \cdot \sin^2 \alpha = 0,59 + 0,3 \cdot 0,41 = 0,71$.

Отношение S/S_1 принимается по фактическим данным ($S/S_1 = 2,8$). При этом учитывается, что ширина вторичных камер принимается примерно равной ширине первичных. Так как ширина целика больше его высоты, принимаем

$$k_\phi = \sqrt{a/h} = 1,22;$$

$$\begin{aligned} \sigma_{сж1} &= \frac{n}{1\,000 k_\phi k_d} \left(\frac{k_\alpha \gamma_1 H_1 S}{S_1} + \gamma_2 h_2 \right) = \\ &= \frac{1,5}{1\,000 \cdot 1,22 \cdot 1} (0,71 \cdot 30 \cdot 500 \cdot 2,8 + 22,2 \cdot 50) = 38,0 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

Нормативная прочность твердеющей закладки при отработке вторичных камер определяется по формуле (А.12). Величина коэффициента kh при закладке вторичных камер принимается

$$k_h = 0,5L/H = 0,5 \cdot 500/800 = 0,31.$$

$$\begin{aligned} \sigma_{сж2} &= \frac{n}{1\,000 k_\phi k_d} \left(\frac{k_\alpha k_h HL}{d} + \gamma_2 h_2 \right) = \\ &= \frac{1,5}{1\,000 \cdot 1,22 \cdot 1} \left(\frac{0,71 \cdot 0,31 \cdot 800 \cdot 500}{7,5} + 22,2 \cdot 50 \right) = 15,8 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

Пример расчета (Расчет проведен по скважине № 51 закладочного комплекса рудника «Октябрьский» ЗФ ОАО «ГМК "Норильский никель"»)

Исходные данные

Скважина № 51, горизонт – 450 м:

- геодезическая высота вертикального става 531 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 325 мм;
- длина магистрального горизонтального бетоновода 1 260 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 200 мм;
- длина магистрального наклонного бетоновода 240 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 200 мм, угол наклона 100° (ВЗУ 11 – ВЗУ 9);
- угол поворота магистральных участков и ответвлений бетоновода 90° ;
- длина наклонных участков бетоновода 700 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 200 мм, угол наклона $7-10^\circ$.

Скважина № 51, горизонт – 500 м:

- геодезическая высота вертикального става 50 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 168 мм;
- длина магистрального наклонного бетоновода 560 м, внутренний диаметр $\varnothing$ 200 мм, угол наклона $7-100^\circ$;
- угол поворота магистральных участков и ответвлений бетоновода 90° ;
- длина наклонных участков бетоновода 200 м; внутренний диаметр $\varnothing$ 200 мм, угол наклона 50° .
- высота заполнения става $H_3 = 500$ м; средняя и максимальная нагрузка магистральных и участковых ответвлений бетоновода соответственно $q_{\text{ср}} = 210 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,058 \text{ м}^3/\text{с}$, $q_{\text{max}} = 300 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,083 \text{ м}^3/\text{с}$.

Тип закладочной смеси – АЦЦ-100, удельный вес $\gamma = \rho g = 2 \cdot 10^4 \text{ Н/м}^3$.

1. Определение потерь напора и коэффициентов гидравлического сопротивления в бесприводном активаторе

$$P_A = \xi \frac{v}{2g} = H_3 \rho g - P_1 = 0,981 \cdot 10^6 - 0,7 \cdot 10^6 = 2,81 \cdot 10^5 \text{ Па},$$

где $P_1 = 0,7 \text{ МПа}$ – показание датчика давления в точке 1; $H_3 \rho g = 500 \cdot 2\,000 \cdot 9,81 = 9\,810\,000 \text{ Н/м}^2 = 0,981 \cdot 10^6 \text{ Па}$. $H_3 \rho g = 500 \cdot 2\,000 \cdot 9,81 = 9\,810\,000 \text{ Н/м}^2 = 0,981 \cdot 10^6 \text{ Па}$. Аналогично определяем потери напора в бесприводном активаторе при различных нагрузках q ; ξ – коэффициент гидравлического сопротивления, или коэффициент потерь.

Коэффициент ξ представляет собой следующее отношение:

$$\xi = \frac{(H_3 \rho g) \cdot 2g}{v^2}.$$

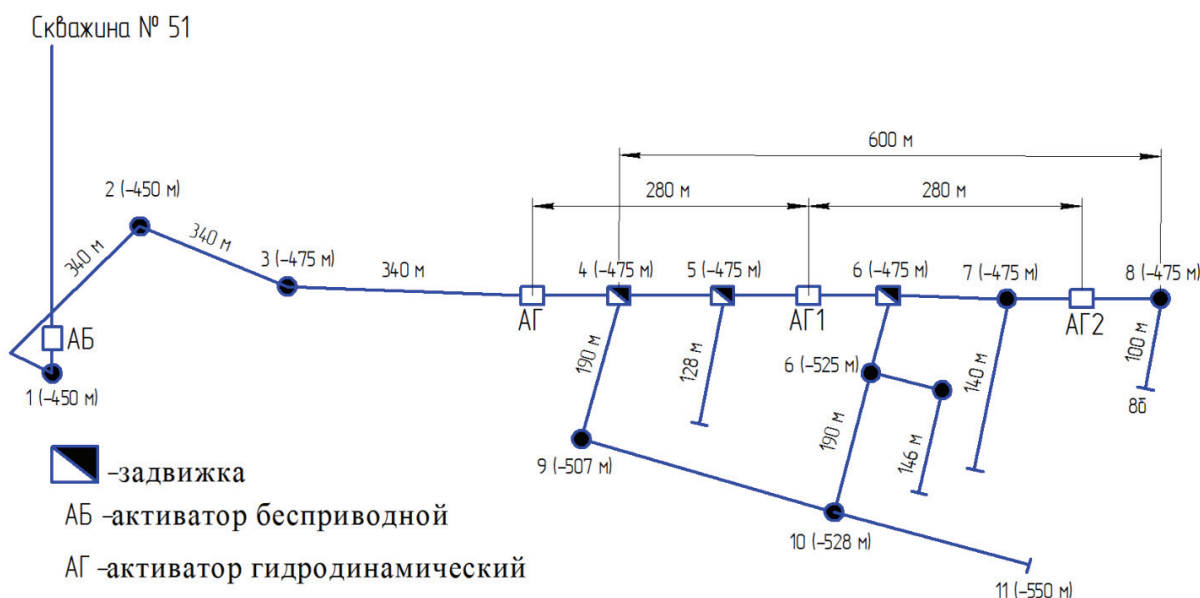


Рис. Б.1. Схема бетоновода от скважины № 51

С учетом того, что, $v = \frac{4q}{\pi d^2}$,

$$\xi = \frac{(H_3 \rho g - P_1) \cdot g \pi^2 d^4}{8q^2} = \frac{(0,981 \cdot 10^6 - 0,3 \cdot 10^6) 9,81 \cdot 3,14^2 \cdot 0,2^4}{8 \cdot 0,058^2} = 1,51 \cdot 10^6.$$

На основе графиков, полученных при обработке экспериментальных исследований по сопротивлению бесприводных активаторов, получаем значения коэффициента сопротивления ξ в зависимости от нагрузки q .

Примечание. Так как активатор и поворотное колено расположены вблизи друг от друга, то их выделяют в отдельную группу и, считая эту группу самостоятельным местным сопротивлением, находят для нее экспериментальным путем коэффициент потерь ξ .

2. Определение реологических свойств и параметров транспортирования.

Через участок l_{1-2} длиной 340 м пропускаем закладочную смесь при расходе $q = q_T$ в предположении, что режим течения турбулентный. Замечаем образующийся перепад давления при расходе $q = q_T = q_{cp} = 0,058 \text{ м}^3/\text{с}$.

$P_1 = 0,7 \text{ МПа}$ — показание датчика давления в точке 1;

$P_2 = 0,45 \text{ МПа}$ — показание датчика давления в точке 2;

$l_{1-2} = 340 \text{ м}$ — расстояние между датчиками давления в точках 1, 2;

$\Delta P = P_1 - P_2 = 0,25 \text{ МПа}$ — перепад давления;

$\Delta p = \frac{0,25 \cdot 10^6}{340} = 736 \text{ Па/м}$ – удельные потери напора в закладочном трубопроводе.

В соответствии с выражением (6.19) коэффициент динамической или структурной вязкости

$$\eta = \frac{4\gamma q}{\pi g d} \left[\frac{1}{0,221} \left(\frac{\pi^2 g d^5 \Delta p}{8 \gamma q^2 l} - 0,0032 \right) \right]^{4,2194} =$$

$$= \frac{4 \cdot 2 \cdot 10^4 \cdot 0,058}{3,14 \cdot 9,81 \cdot 0,2} \left[\frac{1}{0,221} \left(\frac{3,14^2 \cdot 9,81 \cdot 0,2^5 \cdot 2,5 \cdot 10^5}{8 \cdot 2 \cdot 10^4 \cdot 0,058^2 \cdot 340} - 0,0032 \right) \right]^{4,2194} = 0,49 \text{ Па}\cdot\text{с}.$$

Для определения τ_0 через этот же участок пропускают закладочную смесь, но при незначительном расходе, предполагая, что режим течения структурный. Замеряем образующийся перепад давления смеси

$\Delta p_c = P_1 - P_2$ получаемый при расходе $q = q_c$.

$q_c = 0,03 \text{ м}^3/\text{с}$ – нагрузка бетоновода;

$P_1 = 0,7 \text{ МПа}$ – показание датчика давления в точке 1;

$P_2 = 0,56 \text{ МПа}$ – показание датчика давления в точке 2;

$l_{1-2} = 340 \text{ м}$ – расстояние между датчиками давления в точках 1, 2;

$\Delta p_c = P_1 - P_2 = 0,14 \text{ МПа}$ – потери давления на трение.

Согласно упрощенной формуле Букингама

$$\tau_0 = \frac{3d}{16l} \left(\Delta p - 128 \frac{\eta l q}{\pi d^4} \right) = \frac{3 \cdot 0,2}{16 \cdot 340} \left(1,4 \cdot 10^5 - 128 \frac{0,49 \cdot 340 \cdot 0,03}{3,14 \cdot 0,2^4} \right) = 1,4 \text{ Па}.$$

Подставив $q_c = 0,03 \text{ м}^3/\text{с}$, $\Delta p_c = P_1 - P_2 = 0,14 \text{ МПа}$ и ранее найденное η в формулу, находим динамическое напряжение сдвига τ_0 .

Критическая скорость, выше которой режим течения турбулентный,

$$v_{кр} = 145,842 \left(\frac{\eta}{d} \right)^{0,33004} \left(\frac{g}{\gamma} \right)^{0,66502} \tau_0^{0,33498} =$$

$$= 145,842 \left(\frac{0,49}{0,2} \right)^{0,33004} \left(\frac{9,81}{2 \cdot 10^4} \right)^{0,66502} 1,4^{0,33498} = 1,38 \text{ м/с}.$$

Критический расход, при котором режим течения турбулентный,

$$q_{кр} = 36,4605 \cdot \pi \cdot d^{1,66996} \cdot \eta^{0,33004} \left(\frac{g}{\gamma} \right)^{0,66502} \tau_0^{0,33498} =$$

$$= 36,4605 \cdot 3,14 \cdot 0,2^{1,66996} \cdot 0,49^{0,33004} \left(\frac{9,81}{2 \cdot 10^4} \right)^{0,66502} 1,4^{0,33498} = 0,0434 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Так как $q_t > q_{кр}$ а $q_c < q_{кр}$, определение реологических свойств считается законченным.

Коэффициент линейных гидравлических сопротивлений определится так:

$$\begin{aligned}\lambda &= 0,0032 + 0,221 \left(\frac{\pi d g \eta}{4 \gamma q} \right)^{0,237} = \\ &= 0,0032 + 0,221 \left(\frac{3,14 \cdot 0,2 \cdot 9,81 \cdot 0,49}{4 \cdot 2 \cdot 10^4 \cdot 0,058} \right)^{0,237} = 0,0422.\end{aligned}$$

Рабочая скорость смеси на самотечном участке определяется по формуле

$$v_3 = \frac{4q}{\pi d^2} = \frac{0,058 \cdot 4}{3,14 \cdot 0,2^2} = 1,847 \text{ м/с}.$$

Потери давления на трение в соответствии с формулой Дарси – Вейсбаха можно записать

$$\Delta p = \lambda \frac{\gamma l v^2}{2 g d} = \lambda \frac{8 \gamma l q^2}{\pi^2 g d^5} = 0,0422 \frac{2 \cdot 10^4 \cdot 340 \cdot 1,847^2}{2 \cdot 9,81 \cdot 0,2} = 0,2495 \text{ МПа}.$$

Зависимость $\Delta p = f(q)$ незначительно отличается от полученной путем замера. Следовательно, значения τ_0 и η достоверны.

Самотечный участок

Предельная длина горизонтального участка трубопровода при самотечной транспортировке определяется по формуле

$$\begin{aligned}L_{ст} &= \frac{\rho \cdot g H_3 - P_A \cdot [1 + (v_p - v_{кр})]}{\Delta P} = \\ &= \frac{0,981 \cdot 10^6 - 0,281 \cdot 10^6 \cdot [1 + (1,847 - 1,38)]}{0,736 \cdot 10^3} = 773 \text{ м},\end{aligned}$$

где ΔP – удельные потери напора в закладочном трубопроводе, Па/м; P_A – потери напора в бесприводном активаторе, Па.

Для участка закладочного трубопровода L_{1-4} предельная длина участка трубопровода при самотечной транспортировке с учетом местных сопротивлений (колесо в точке 2) и наклонного участка 2–3,

$$L_{ст1-4} = L_{ст} + \Delta z \cdot \left(\frac{\rho \cdot g}{10 \cdot \Delta P} \right) - \frac{d \sum_{i=1}^n \xi_i}{\lambda} = 773 + 25 \left(\frac{2 \cdot 000 \cdot 9,81}{10 \cdot 736} \right) - \frac{0,2 \cdot 0,2}{0,0422} = 838 \text{ м},$$

где $L_{\text{сп}}$ – линейное выражение потери напора в местных сопротивлениях, м; Δz – разница отметок участка 2–3 относительно оси Z , м (знак «+» для нисходящих участков, знак «–» для восходящих участков).

Напорный участок

Длина горизонтального участка трубопровода механического транспортирования между двумя гидродинамическими активаторами напорного действия может быть определена по формуле

$$L_{\text{нап}} = \frac{3\,600 \cdot d^2 \cdot P_{\text{акт}} \cdot v_{\text{кр}}}{1,276 \cdot \Delta P \cdot Q \cdot K_3} = \frac{3\,600 \cdot 0,2^2 \cdot 420\,000 \cdot 1,38}{1,276 \cdot 736 \cdot 210 \cdot 1,5} = 282 \text{ м},$$

где $P_{\text{акт}}$ – давление в магистрали, создаваемое активатором, Па; $v_{\text{кр}}$ – критическая скорость движения смеси на участке транспортирования (для наклонных участков трубопровода $v_{\text{кр.н}} = v_{\text{кр}} (1 \pm \sin \alpha)$); $K_3 = 1,4\text{--}1,6$ – коэффициент запаса давления, необходимый для устойчивого движения потока.

Общая протяженность участка 1–8б $L_{1-8б} = 1\,600$ м.

Протяженность самотечного участка 1 – АГ, $L_{\text{сг1-А}} = 838$ м.

Протяженность участка напорного транспортирования АГ–8б $L_{\text{АГ-8б}} = 762$ м.

Для обеспечения подачи закладочной смеси на участке А–8б с сохранением ее реологических свойств принимаем к установке три последовательно установленных гидродинамических активатора (шламовые насосы 8С–8) в точках АГ, АГ1, АГ2.

Длина горизонтального участка трубопровода механического транспортирования между двумя гидродинамическими активаторами напорного действия с учетом местных сопротивлений:

- участок АГ – АГ1:

$$L_{\text{АГ-АГ1}} = L_{\text{нап}} - \frac{d \sum_{i=1}^n \xi_i}{\lambda} = 282 - \frac{0,2 \cdot (0,15 + 0,15)}{0,0442} \approx 280 \text{ м};$$

- участок АГ1 – АГ2:

$$L_{\text{АГ1-АГ2}} = L_{\text{нап}} - \frac{d \sum_{i=1}^n \xi_i}{\lambda} = 282 - \frac{0,2 \cdot (0,15 + 0,2)}{0,0442} \approx 280 \text{ м}.$$

В качестве гидродинамического активатора напорного действия принимаем шламовый центробежный насос 8С–8.

Учебное издание

Анушенков Александр Николаевич
Стовманенко Андрей Юрьевич
Волков Евгений Павлович

**ОСНОВЫ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА
И ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ
ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Редактор *Л. Ф. Калашник*
Корректор *Л. А. Киселёва*
Компьютерная верстка *Н. Г. Дербенёвой*

Подписано в печать 14.05.2015. Печать плоская. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Усл. печ. л. 13,0. Тираж 500 экз. Заказ № 18

Издательский центр
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, Красноярск, пр. Свободный, 79
Тел./факс (391) 206-21-49, e-mail: rio.bik@mail.ru

Отпечатано Полиграфическим центром
Библиотечно-издательского комплекса
Сибирского федерального университета
660041, Красноярск, пр. Свободный, 82а
Тел./факс (391) 206-26-49, тел. 206-26-67
E-mail: print_sfu@mail.ru; [http:// bik.sfu-kras.ru](http://bik.sfu-kras.ru)