

Белорусский национальный технический университет

Факультет горного дела и инженерной экологии
Кафедра «Горные работы»

**ЭЛЕКТРОННЫЙ УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС
ПО УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЕ**

**«Технология и механизация подземной разработки месторождений
полезных ископаемых»**

для студентов специальности 1-51 02 01
«Разработка месторождений полезных ископаемых»
(подземные горные работы)

Составители: Гец А.К.
Оника С.Г.
Павловский А.И.
Нарыжнова Е.Ю.

Минск БНТУ 2024

Перечень материалов: Учебно-методический комплекс составлен в соответствии с типовой учебной программой для высших учебных заведений по специальности: 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» (подземные горные работы) (регистрационный № УД-ФГДЭ 58-89/уч.). Комплекс содержит материалы для теоретического изучения учебной дисциплины «Технология и механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» в объёме, установленном учебным планом по специальности.

Дисциплина содержит разделы, в которых изложены основные понятия о массиве горных пород и его параметрах, горно-геологические и горнотехнические условия ведения технологических процессов подземной добычи полезных ископаемых, технические средства и методы воздействия на горный массив, технологические схемы организации горных работ, планирование развития фронта очистных и подготовительных работ. Для закрепления теоретического материала учебной программой предусматриваются практические занятия с решением задач и выполнение курсового проекта.

Учебно-методический комплекс предназначен для студентов, магистрантов, аспирантов и педагогов.

Рецензенты:

Чижик А.М., заместитель главного инженера
ОАО «Белгорхимпром»

Невзорова А.Б., заведующая кафедрой «НГР и ГПА»
Гомельского государственного технического университета
им. П.О.Сухого, д.т.н., проф.

@ Гец А.К.
Оника С.Г.
Павловский А.И.
Нарыжнова Е.Ю.

Содержание

Введение.....	6
1. Сравнительная характеристика открытого и подземного способов разработки.....	11
2. Элементы залегания месторождений полезных ископаемых.....	14
3. Классификация запасов полезного ископаемого.....	17
4. Влияние горных работ на подрабатываемые объекты.....	19
5. Параметры, характеризующие процесс сдвижения горных пород.....	20
6. Охрана сооружений и других объектов от вредного влияния горных работ.....	26
7. Принцип построения предохранительных целиков под охраняемые объекты.....	27
8. Деление шахтных полей на части.....	28
9. Схемы расположения вертикальных стволов относительно границ шахтного поля.....	32
10. Рациональное место заложение главного ствола в шахтном поле.....	37
11. Схемы и способы подготовки шахтного поля.....	43
12. Горное давление в горизонтальных выработках.....	55
13. Охрана горных выработок.....	59
14. Горное давление в вертикальных выработках.....	61
15. Применение способа замораживания при проведении стволов.....	64
16. Категории шахт и соляных рудников по газу.....	75
17. Способы проветривания забоев.....	83
18. Проведение и крепление горизонтальных выработок.....	91
19. Проведение горизонтальных выработок буровзрывным способом.....	93
20. Технология очистных работ механизированными комплексами в лавах.....	95
21. Управление горным давлением в очистных выработках.....	97
22. Столбовая система разработки.....	100
23. Особенности применения столбовых и камерных систем на Старобинском месторождении.....	103
24. Оптимальное соотношение между очистными и подготовительными забоями.....	105
25. Порядок построения календарного плана отработки полого пласта.....	106
26. Процессы очистной выемки при разработке рудных месторождений....	107
27. Строение второго калийного горизонта Старобинского месторождения.....	108
28. Строение третьего калийного горизонта Старобинского месторождения.....	109
29. Общая характеристика рудников ОАО «Беларуськалий».....	110
30. Общая характеристика Старобинского месторождения калийных солей.....	111

31. Состояние и перспективы развития калийной отрасли	113
Л и т е р а т у р а	114

Укрепление и расширение материально-сырьевой базы Республики Беларусь является важной задачей национальной стратегии социально-экономического развития страны на современном этапе. Для успешного выполнения поставленной задачи необходимо непрерывно повышать эффективность и качество подготовки специалистов, способных технически грамотно проводить разведочные работы, разрабатывать технические проекты и осуществлять добычу полезных ископаемых.

Учебно-методический комплекс по дисциплине «Технология и механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» позволит облегчить решение поставленной задачи. При его создании использованы различные источники информации по горнодобывающим отраслям. В комплексе приведены основные понятия и определения, необходимые для изучения существующих условий и технологий подземной добычи полезных ископаемых.

В учебном процессе по данной дисциплине объединён теоретический материал с практическим решением задач. Выполнение курсового проекта позволит студентам закрепить теоретические знания.

Представление комплекса в электронном виде позволит увеличить доступность и качество усвоения материала, эффективность изучения предмета, особенно для заочной формы получения образования.

Дисциплина «Технология и механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» является специальной дисциплиной в подготовке специалистов по горному делу.

Введение

Современное состояние горной промышленности и пути её развития на ближайшую перспективу

Горнопромышленный комплекс (ГПК) является важнейшей отраслью народного хозяйства во всех странах, обладающих развитой сырьевой базой. В развитых странах в горно-промышленном комплексе сосредоточено от 20 до 40% капитальных вложений и занято до 20% трудовых ресурсов. Общий ежегодный объем продукции мирового горнопромышленного производства, по экспертным оценкам, составляет до 1,0 трлн. долл.

Начиная с царствования Петра 1 освоение минеральных богатств становится государственной задачей, выраженной в его словах: «Российское государство перед многими другими землями преизобилует и потребными металлами и минералами, а от рудокопных заводов и прилежного устройства оных земля обогатит и процветет». За 300-летний период, пройденный горной промышленностью, создан мощный горнопромышленный комплекс в нашей стране.

Несмотря на то, что за последние 15 лет произошел существенный спад объемов добычи полезных ископаемых, Россия остается и будет оставаться одной из ведущих горнодобывающих стран мира. Для этого у неё есть все необходимые условия и долговременные стратегические факторы. К ним, прежде всего, относятся большие балансовые запасы, прогнозные ресурсы, перспективные площади для поисков новых месторождений, высокий производственный и научно-технический потенциал горнодобывающей промышленности. Россия входит в число 6 государств (США, Китай, Австралия, ЮАР, Россия, Канада), которые производят 2/3 мирового объема продукции твердых видов минерального сырья. На долю России приходится 8% мировой добычи железной руды и производства чугуна, 22% никеля, 13% алюминия и калийных солей, 5% меди и золота, более 70% палладия, 20% платины, 10-12% нефти, более 28% газа, 12-14% угля и т.д. Освоена добыча практически всех известных полезных ископаемых, а новые горные города и целые горнопромышленные регионы были созданы на Урале, Сибири, Дальнем Востоке и Крайнем Севере. Развитие горнодобывающей промышленности и горного дела во всем мире, в том числе и в России, имеет ряд общих закономерностей.

Серьезной общемировой проблемой является зависимость эффективности работы горных предприятий от ухудшающихся со временем горно-геологических и других природных условий разработки месторождений. Для России данная проблема усугубляется тем, что залежи многих месторождений находятся в суровых климатических зонах и имеют менее благоприятные горно-геологические условия. Например, среднее содержание железа в добываемых рудах России составляет 29,7%, в то время как в ЮАР – 62%, в Швеции – 60%, Австралии – 56-62%, Бразилии – 55-56%. А коэффициент вскрыши на карьерах России в 4 раза больше, чем в этих

странах. Поэтому при добыче 27% горной массы Россия производит 5,8% мировой продукции твердых полезных ископаемых, а себестоимость добычи многих минеральных видов сырья выше общемировых. Ухудшение природных условий разработки месторождений полезных ископаемых также проявляется в нарастании глубины залегания горных работ. Глубинная разработка месторождений отрицательно сказывается на себестоимости, существенно повышая её, и рентабельности предприятий, которая падает. Прежде всего это объясняется ростом эксплуатационных затрат, расходов по обеспечению безопасности горных работ, затрат на экологические мероприятия и т.п. Только один из факторов – карьерный транспорт – приводит к повышению себестоимости на 10-15% на каждые сто метров углубления горных работ. Повышение коэффициента вскрыши ещё больше удорожает добычу полезных ископаемых. Кроме того, в настоящее время интенсивно снижается среднее содержание полезных компонентов в добываемом сырье и возрастает доля труднообогатимых руд, что усложняет не только добычу, но и обогащение, и металлургический передел.

Помимо общемировых тенденций, негативно сказывающихся на развитии горного дела, российская горнодобывающая промышленность в настоящее время испытывает значительные трудности, вызванные общим кризисом реформируемой экономики. Многие предприятия оказались в тяжелом финансовом положении вследствие экономической неустойчивости народного хозяйства страны, большинство из которых практически находятся на грани банкротства. Не являются исключением и горные предприятия Урала, которые в силу сложившихся современных макроэкономических условий в РФ поставлены в очень тяжелое положение.

Характеризуя современное состояние уральских горных предприятий, можно сказать следующее. Происходит снижение добычи полезных ископаемых (кроме соли, асбеста и бокситов). Частично это объясняется снижением потребности в минеральном сырье и тяжелым финансовым положением горных предприятий из-за неплатежей потребителей, низкой рентабельности (5-6%) и продолжительности инвестиционного периода (до 10-15 лет), связанного со спецификой горного производства. Сокращение производства товарной продукции было ещё более интенсивным по сравнению с добычей. Уменьшились объёмы вскрышных работ на карьерах по добыче всех видов полезных ископаемых, в связи с тем, что горные предприятия пытались временно снизить свои затраты на разработку за счет сокращения данных работ. Уменьшилась производительность труда одного работающего, более чем на 20%. Себестоимость всех отраслей горнодобывающей промышленности резко возросла, причём рост себестоимости происходит более высокими темпами, чем рост заработной платы, что объясняется увеличением глубины подземных горных работ, а, следовательно, и более высокими эксплуатационными затратами.

В настоящее время производственные мощности крупнейших предприятий Урала используются далеко не полностью (52-67%). Такое положение объясняется следующими факторами, которые характерны для

большинства горных предприятий страны. Это и недостаточные объемы поисковых и геологоразведочных работ, в результате чего прирост запасов полезных ископаемых обеспечивается низкими темпами, и истощение запасов эксплуатируемых месторождений. Вследствие непрерывного ухудшения горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатируемых месторождений, таких, как увеличение глубины горных работ, ухудшение качества добываемых полезных ископаемых, повышение горного давления и обводненности, повышается трудоемкость и себестоимость добычи. Из-за высокого уровня инфляции, роста цен и тарифов на услуги, чрезмерного налогового давления и других негативных факторов у добывающих предприятий не хватает основных и оборотных средств для поддержания и развития производства. Низкие темпы технического прогресса в горнодобывающей промышленности не позволяют вести добычу полезных ископаемых на современном уровне. Объемы добычи полезных ископаемых за последние десятилетия сократились более, чем на 40%.

Среди основных причин продолжающегося спада горной промышленности можно назвать следующие:

Увеличение себестоимости добычи полезных ископаемых и дисбаланс цен на производство и реализацию. Для большинства горных предприятий характерны постоянно и быстро растущий уровень издержек производства – стоимости оборудования, материалов, энергии, транспортировки, услуг и др. Наблюдается резкий дисбаланс в динамике роста производственных затрат и цен реализации продукции. В условиях либерализации цен и изменения хозяйственных отношений горные предприятия оказались в неблагоприятных условиях. Так как цены и спрос на их продукцию имеют реальные ограничения, а цены на энергоносители и оборудование, потребителями которых они являются, растут более высокими темпами. Рост цен на материалы и энергию превышает рост цен на продукцию в 1,5 – 2,0 раза, и это при удельном весе материальных и энергетических затрат в себестоимости до 70%. Также рост цен на материалы зачастую связан с тем, что их закупка осуществляется через посредников по завышенным ценам и на невыгодных для горных предприятий условиях. Громоздкая производственная структура большинства горных предприятий, включающая в себя большое количество цехов обслуживающего и вспомогательного назначения, высокие затраты на содержание социальной сферы, находящейся на балансе предприятия, - все это негативно влияет на эффективность работы предприятий, уровень рентабельности производства. Уже в 1997 году большинство горнодобывающих предприятий фактически были нерентабельны. В настоящее время такое положение ещё больше усугубилось.

В последние годы проявились негативные тенденции на мировых рынках минерального сырья, включая резкое снижение цен на него, а также откровенно дискриминационные меры, применяемые зачастую к российским экспортерам минерального сырья. А высокий уровень затрат на производство

привел к потере конкурентоспособности на отечественных сырьевых рынках. Одновременно рыночное регулирование цен на минеральное сырье не позволяет обеспечить достаточными финансовыми средствами не только развитие, но и поддерживать производство на должном уровне.

Неразвитость инфраструктуры. В большинстве горнопромышленных регионов наблюдается низкий уровень развития инфраструктуры, так как привязка горных предприятий к месторождениям полезных ископаемых зачастую осуществляется в необжитой местности, не имеющей развитой инфраструктуры. Такое положение в первую очередь влияет на удорожание транспортных услуг и, в конечном счете, на себестоимость добычи полезных ископаемых.

Технологическая, техническая и организационная отсталость горного производства. Технологическая устарелость производства, несовершенство структуры и организации работ в шахтах, рудниках, карьерах, обогатительном и заводском переделах негативно влияют на качество и стоимость производимой продукции. Технический уровень применяемой на горных предприятиях техники существенно ниже по сравнению с ведущими горнодобывающими странами Запада. Это отставание проявляется в техническом состоянии и ассортименте машин, а также их мощности, поэтому требуется немедленное коренное техническое перевооружение. За последние десятилетия обновление парка машин практически прекратилось. В целом свыше 80% горно-шахтного оборудования на предприятиях страны выработало нормативный срок эксплуатации и требует замены, но экономическое положение горных предприятий исключает возможность обновления изношенных средств труда, а это существенно ухудшает конечные технико-экономические показатели производства. До последнего времени горная промышленность была ориентирована преимущественно на закупку зарубежной техники, которая в 3-4 раза дороже отечественной. Без оживления отечественного горного машиностроения, техническое перевооружение горного производства затянется на десятилетия. Несмотря на сохранившийся производственный потенциал, лучшие предприятия горного машиностроения, как и добывающие, не обладают достаточными инвестиционными ресурсами, необходимыми для развития горной машиностроительной отрасли.

Недостаточный уровень инновационных проектов. Несмотря на самую активную поддержку новых технологий, в настоящее время отечественные горные предприятия не располагают достаточным инновационным, ресурсосберегающим арсеналом техники и технологий, и по этой причине отечественная горная промышленность не может на равных соперничать с аналогичными отраслями промышленности развитых стран. Положение усугубляется отказом горных предприятий от заключения договоров на выполнение научно-исследовательских и проектных работ, что объясняется нехваткой финансовых средств.

Отсутствие государственной поддержки горных предприятий.

Снижение роли государства в регулировании деятельности горной промышленности не позволяет эффективно решать на этих предприятиях важные экономические, технологические и социальные проблемы. Резкий переход от 100% государственного финансирования к 100% внебюджетному ошибочен, так как существуют общегосударственные задачи недропользования, которые невозможно переложить на предприятия. В настоящее время большинство крупных предприятий являются не достаточно платежеспособными. А в такой отрасли как топливно-энергетическая, положение усугубляется тем, что ее должниками являются бюджетные организации. Предприятия-должники прекрасно осознают, что они не способны самостоятельно стабилизировать сложившуюся финансовую ситуацию без получения государственной поддержки.

Ограниченность инвестиционных вложений. Горнодобывающая промышленность была и остается непривлекательной для инвестиционных вложений. Даже традиционно пользующаяся повышенным инвестиционным спросом нефтяная отрасль в качестве основного источника инвестиций использует собственные средства нефтяных компаний (85-90%), что свидетельствует о непривлекательности России и ее горнодобывающих отраслей. Прогресс в инвестициях возможен лишь за счет либерализации, повышения гибкости и адаптивности налогового режима и снижения рисков инвестиционной деятельности, прежде всего зависящих от механизма и институтов принятия решений государством. Для крупномасштабных проектов необходима эффективная государственная поддержка. При наличии инвестиций возможно в относительно короткие сроки реализовать на практике уже имеющиеся весьма эффективные научно-технические разработки в различных отраслях горной промышленности.

Несмотря на описанные сложности, горнодобывающая отрасль и в настоящее время обеспечивает свыше половины всех поступлений в госбюджет и до 70% валютной выручки. Но чрезмерный налоговый пресс и жесткая фискальная политика в отношении горных предприятий ведут к тому, что выручки от реализации добытых полезных ископаемых не хватает на уплату налогов, выплату заработной платы, покрытие затрат на производство, не говоря уже об инвестициях в поддержание и наращивание уровней добычи. Необходимость сохранения и развития отечественной минерально-сырьевой базы, учитывая ее значимость для всех отраслей экономики страны, предопределяет особое отношение к горнодобывающему производству и требует создания необходимых условий для повышения конкурентоспособности и финансовой устойчивости последних, способствующих их выходу из кризисной ситуации, в том числе за счет оптимизации налоговой системы, обеспечивающей в конечном счете снижение бремени на пользователей недр.

1. Сравнительная характеристика открытого и подземного способов разработки

В горнодобывающей промышленности вопрос о предпочтительном способе добычи полезного ископаемого на данный момент считается практически решенным. Значительные преимущества открытого способа добычи обеспечили его широкое распространение. Тем не менее, все большее внимание обращают на себя и недостатки данного способа добычи, в частности – серьезный экологический ущерб, наносимый открытыми горными работами. Поэтому актуальным будет оценить все достоинства и недостатки подземного и открытого способа добычи угля.

В общем случае при выборе способа разработки встречаются *четыре* варианта:

– целесообразность разработки месторождения открытым способом очевидна (мощные горизонтальные и пологие пласты, расположенные на небольшой глубине от поверхности);

–целесообразность разработки месторождения подземным способом очевидна (маломощные залежи при большой толще покрывающих вскрышных пород);

–целесообразность разработки месторождения возможна открытым или подземным способом (мощные залежи при большой толще покрывающих вскрышных пород);

–возможность применения комбинированной разработки месторождения, то есть разработки части месторождения открытым способом, а остальной части – подземным способом (залежи полезного ископаемого, выходящие непосредственно на поверхность, и крутые с большой глубиной падения, реже горизонтальные и пологие, прикрытые небольшой толщей покрывающих пород в нагорной части)

Основные особенности открытого способа добычи угля:

–необходимость удаления и перемещения больших объемов пустых пород. Как правило, объем вскрышных пород в несколько раз превышает объем добываемого полезного ископаемого. Следовательно, большая часть затрат при добыче открытым способом приходится на работы по вскрыше;

–значительные размеры открытых горных выработок способствуют применению мощного и производительного оборудования, а также производству взрывных работ;

–существует необходимость соблюдения чёткой последовательности отработки угольных пластов;

–удаление вскрышных пород и добыча производится в основном экскаваторным способом. При этом разрыхлённая при помощи буровзрывных работ горная масса при помощи экскаваторов помещается в транспортные средства для вывоза за пределы разреза;

–применяемые при открытом способе добычи техника и оборудование обладают большой производительностью, что позволяет добиваться высоких технико-экономических показателей.

Среди основных особенностей подземного способа добычи выделяются следующие:

- необходимость строительства капитальных горных выработок для вскрытия шахтного поля и проведения подготовительных выработок для подготовки запасов к выемке, ремонта и поддержания горных выработок;

- необходимость проведения мероприятий по борьбе с газовыделением, пылью, осуществления вентиляции горных выработок, управления горным давлением;

- наличие тяжелых и вредных условий труда, большая опасность ведения подземной добычи.

Открытый способ добычи имеет следующие преимущества перед подземным способом:

- существует возможность применять высокопроизводительную технику и оборудование;

- производительность труда в карьерах намного выше, чем на шахтах, что достигается за счет применения мощной техники, отсутствия стесненности рабочей зоны, исключения ручного труда;

- использование открытых горных выработок позволяет добиваться большей безопасности труда и лучших условий труда по сравнению с добычей на шахтах;

- период строительства карьера характеризуется меньшей продолжительностью, чем строительство шахты сравнимой производственной мощности, планируемая мощность осваивается быстрее. Следовательно, снижаются удельные капитальные затраты;

- открытые горные выработки позволяют быстрее увеличить мощность предприятия;

- как правило, на карьерах осуществляется более полная выемка полезного ископаемого, чем на шахтах.

Преимущества подземного способа добычи состоят в следующем:

- добыча подземным способом наносит меньший урон окружающей природной среде. Негативные факторы для экологической обстановки при подземной разработке месторождений присутствуют (наличие пустот в отработанном пространстве, выделение газов на поверхность, нарушение водного баланса), но степень их воздействия значительно меньше, чем при открытом способе;

- при наличии в недрах на большой глубине запасов ценных полезных ископаемых подземный способ позволяет разрабатывать запасы, недоступные для отработки открытым способом по причине большого объема вскрышных пород и малой мощности пластов.

Недостатки открытого способа добычи можно свести к двум крупным группам:

- открытый способ добычи полезных ископаемых характеризуется большим негативным влиянием на окружающую природную среду. Среди экологических последствий открытых разработок выделяются: отчуждение значительных земельных площадей, на которых впоследствии сложно

восстановить какую-либо хозяйственную деятельность. Размещение отвалов вскрышных пород аналогичным образом требует больших площадей, нередко снижается уровень грунтовых вод, атмосфера загрязняется породной пылью, выхлопными газами техники;

– производство открытых работ зависит от климатических и погодных условий.

Недостатки подземного способа добычи:

– необходимость значительных капиталовложений на протяжении длительного отрезка времени. С точки зрения инвестирования вложения в строительство шахты очень рискованные;

– условия труда под землей небезопасны;

– производительность труда рабочего на шахте меньше, чем на разрезе.

– большое влияние горно-геологических условий и газовыделения на использование высокопроизводительного оборудования.

С точки зрения высокоэффективной и безопасной добычи полезных ископаемых, недостатки открытого способа добычи во многом перекрываются их преимуществами. Поэтому открытый способ добычи получает все большее распространение и развитие, объемы добытого этим способом полезных ископаемых растут.

Естественным ограничителем распространения открытого способа выступают горно-геологические условия, связанные с мощностью и глубиной залегания угольных пластов: – большая мощность покрывающих пород и значительная глубина месторождения при относительно небольшой мощности залежи, то есть такие условия залегания, когда объем породы, приходящийся на 1 т добычи полезного ископаемого, превышает экономически допустимый предел. Целесообразность открытого способа добычи угля обусловлена величиной коэффициента вскрыши. Коэффициент вскрыши используется для оценки возможности разработки месторождения открытым способом, определения целесообразной глубины карьера, для планирования работ по вскрыше и добыче полезного ископаемого, расчета необходимого количества техники и оборудования на время работы карьера, планирования себестоимости добываемого угля. Коэффициент вскрыши можно определить, как отношение массы или объема вскрышных пород к массе или объему добываемого полезного ископаемого. Коэффициент вскрыши показывает, какой объем пустых пород необходимо переместить в отвал для добычи единицы массы полезного ископаемого. В горной промышленности коэффициент вскрыши определяется как объем породы в кубометрах, перемещаемый при добыче 1 т полезного ископаемого, измеряются его в м³/т. Различают несколько видов коэффициента вскрыши: граничный (предельный), средний и эксплуатационный. Оконтуривание месторождения для открытого способа разработки базируется на показателях граничного и предельного коэффициентов вскрыши. В проектной практике данные показатели часто принимают постоянными на период разработки месторождения. Вместе с тем эти значения не являются константами, а изменяются во времени под воздействием цены на полезное ископаемое,

факторов технического прогресса, уровня производственной мощности предприятия глубины разработки, то есть показатели являются функциями как минимум четырех переменных. Таким образом, для открытого способа добычи большое значение имеет правильное определение коэффициента вскрыши и прогноз в динамике ряда факторов, влияющих на рентабельность добычи на конкретном участке недр;

–отсутствие в данной местности свободных земельных площадей для размещения отвалов и другие ограничения, вызываемые охраной окружающей среды;

–необходимость вложения в короткие сроки очень больших капитальных затрат, размер которых определяется большими размерами современных мощных карьеров.

Таким образом, можно выделить следующие негативные последствия роста объема добычи открытым способом:

–существует большая вероятность столкнуться с неблагоприятными экологическими последствиями в отдаленной перспективе, который на момент разработки месторождения не являются столь очевидными;

–помимо экологических последствий, существуют последствия для экономики. Нарушенные земли и земли, занятые породными отвалами, на продолжительный срок изымаются из хозяйственной деятельности. Теряются возможности строительства новых промышленных предприятий, дорог, использования земель для сельского хозяйства. Это наносит урон другим отраслям промышленности;

Размер указанных негативных последствий для регионов добычи полезных ископаемых можно снизить, если в тех случаях, когда возможно применение и открытого и подземного способов добычи, предпочтение отдавать последнему.

2. Элементы залегания месторождений полезных ископаемых.

Месторождение – природное скопление полезного ископаемого в земной коре, разработка которого экономически обоснована.

Полезное ископаемое (ПИ) — природное минеральное образование в земной коре неорганического и органического происхождения, которое может быть с достаточным экономическим эффектом использовано в сфере материального производства.

Пласт – геологическое тело, сложенное однородной осадочной породой, ограниченное двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимающее значительную площадь. Пласт (или залежь полезного ископаемого иной формы) имеет три измерения: длину, ширину и толщину, которые называют соответственно его простиранием, падением и мощностью. Кроме того, различают линию простирания, линию и угол падения пласта.

Линией простирания называют линию, образующуюся при пересечении поверхности (кровли или почвы) пласта с горизонтальной плоскостью (АБ, рис. 2.1,а).

Линией падения называют линию, которая образуется на поверхности пласта при пересечении ее вертикальной плоскостью, перпендикулярной к линии простирания (ВГ, рис. 2,1,а).

Простирание ПИ (пласта или залежи) определяется азимутом направления линии простирания. Азимут — угол между плоскостью магнитного меридиана (С—Ю, рис. 2.2) в заданной точке (О), лежащей в пределах месторождения, и вертикальной плоскостью, проходящей через данную точку и линию простирания.

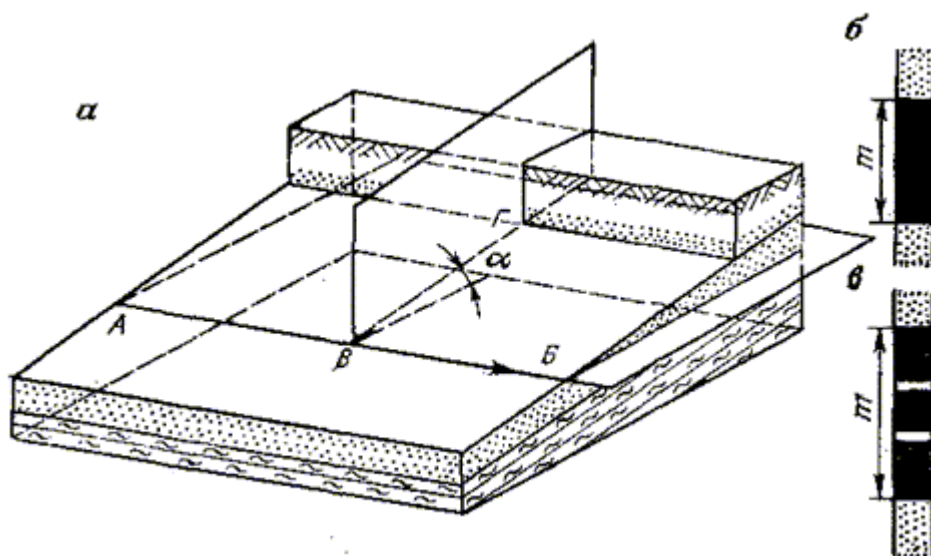


Рис. 2.1. Элементы залегания пласта

Азимут отсчитывается от магнитного меридиана по часовой стрелке. В зависимости от направления падения пласта (залежи) меняются величина азимута и его простирание. Так, если падение пласта на юго-восток (δ , рис. 2.2, а), то простирание пласта будет северо-восточное (А—Б), а азимут равен, допустим, A_3 . Если же падение пласта на северо-запад (δ , рис. 2.2, б), то простирание пласта — юго-западное (Б—А), а азимут равен $180^\circ + A_3$.

Падение пласта или его наклон к горизонтальной плоскости измеряется углам падения α , образованным линией падения и ее проекцией на эту плоскость (см. рис. 2.1, а).

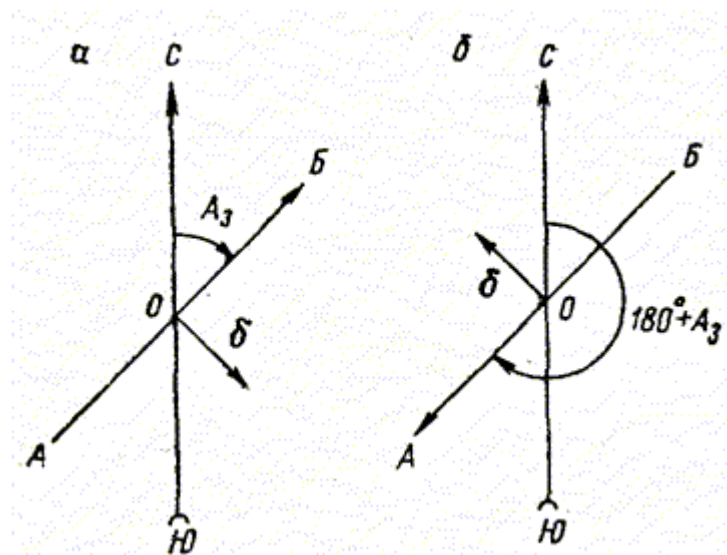


Рис. 2.2. К определению положений пласта в толще земной коры.

По углу падения пласты делятся на четыре группы: пологие с углом падения до 18° , наклонные — от 18 до 35° ; крутонаклонные — от 35 до 55° и крутые — от 55 до 90° .

Выше и ниже залежи ПИ залегают толщи горных пород. Толща пород, залегающих над пластом полезного ископаемого, называется кровлей пласта, а залегающая под пластом — почвой пласта.

Расстояние между почвой и кровлей пласта по нормали называют мощностью пласта m (см. рис. 2.1, б). По мощности пласты разделяют на четыре группы: весьма тонкие мощностью до $0,7$ м, тонкие — от $0,71$ до $1,2$ м; средней мощности — от $1,21$ до $3,5$ и мощные — свыше $3,5$ м.

Различают пласты простого и сложного строения. Пласт простого строения состоит из полезного ископаемого (см. рис. 2.1, б). В пласте сложного строения ПИ разделяется на отдельные слои (пачки) прослойками породы (см. рис. 2.1, в). Пласты сложного строения имеют полную и полезную мощность. Мощность пласта вместе с находящимися в нем прослойками породы называют полной мощностью, суммарная мощность пачек угля в пласте определяет его полезную мощность. Таким образом, полезная мощность пласта равна его полной мощности, за вычетом суммы мощностей всех прослоек породы. Суммарную мощность пачек полезного ископаемого и прослоек породы, фактически вынимаемых при разработке, называют вынимаемой мощностью пласта.

Часть пласта, выходящую на земную поверхность или находящуюся неглубоко от нее, под наносами, называют выходом пласта. Пласт на выходах на некоторую глубину обычно является некондиционным вследствие ухудшения качества угля из-за его окисления.

Несколько пластов каменного угля, залегающих в определенной толще вмещающих пород, составляют свиту.

3. Классификация запасов полезного ископаемого

В пределах шахтного поля заключены определённые запасы полезного ископаемого. Различают геологические, балансовые и забалансовые запасы (рис. 3.1).

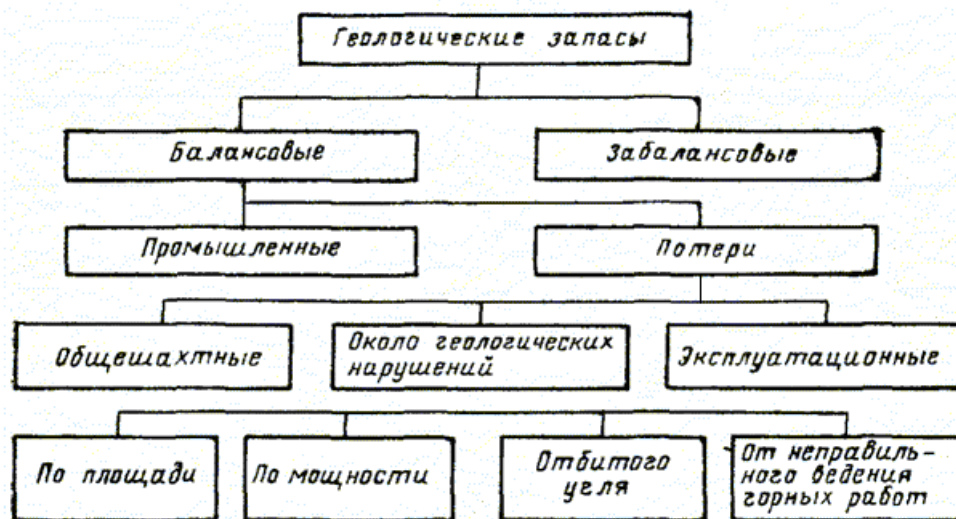


Рис. 3.1. Классификация запасов и потерь угля

Геологическими называют общее количество запасов полезного ископаемого месторождения или его части.

Балансовыми называют такие запасы, разработка которых экономически целесообразна: по качеству полезного ископаемого они отвечают требованиям их промышленного использования, а по количеству и условиям залегания пригодны для добывания при современном уровне техники.

Запасы, которые этим требованиям не отвечают, называются **забалансовыми** и в настоящее время не разрабатываются. Но они могут разрабатываться в дальнейшем при соответствующем развитии техники и совершенствованием технологии добычи, обогащения и использования.

К забалансовым относят запасы, которые сосредоточены в пластах нерабочей мощности или уголь имеет высокую зольность, сверхлимитное содержание серы или залегают на глубине, недоступной для разработки с использованием существующей технологии.

Запасы полезного ископаемого **в зависимости от их изученности** подразделяются на четыре категории: А, В, С1 и С2.

К категории А относятся запасы, детально разведанные и изученные с помощью горных выработок, имеются полные данные о качестве полезного ископаемого.

К категории В относятся запасы, разведанные и изученные в меньшей степени, чем запасы категории А, оконтуренные разведочными выработками, позволяющими выяснить основные особенности залегания и качество полезного ископаемого.

К категории С1 относятся запасы, установленные на основании данных отдельных разведочных выработок, геологических и геофизических съемок;

условия залегания и качество полезного ископаемого изучены в общих чертах.

К категории С2 относятся запасы, оцененные только по геологическим данным.

При разработке шахтного поля не все балансовые запасы могут быть выданы на поверхность. Часть их остается в недрах и составляет потери. Величина потерь оценивается в процентах или выражается в виде коэффициента потерь, представляющего собой отношение количества потерянного полезного ископаемого к его балансовым запасам.

Потери полезного ископаемого принято разделять на три группы.

1. Потери в предохранительных и барьерных целиках, называемые общешахтными.

Предохранительные целики предотвращают вредное влияние горных работ на охраняемые объекты на поверхности или на горные выработки. Барьерные целики изолируют шахтные поля, предохраняют действующие горные выработки от прорыва в них поверхностных или подземных вод.

2. Потери, связанные с геологическими нарушениями пластов и окружающих пород и гидрогеологическими условиями, не позволяющими вести нормальную отработку участков.

3. Потери эксплуатационные. Включают потери по площади (целики) и по мощности пласта (пачки угля, оставленные в кровле, почве или между слоями) и потери отбитого угля в результате неполной выдачи его из очистного забоя, потери при транспортировании по выработкам.

Та часть балансовых запасов, которая может быть выдана на поверхность при разработке месторождения, называется **промышленными запасами**, которые равны балансовым за вычетом потерь.

Коэффициент потерь угля определяются по формуле

$$k = 1 - \frac{Z}{Z_0} \quad (3.1)$$

где Z — промышленные запасы шахтного поля, т; Z_0 — балансовые запасы шахтного поля, т.

Количество полезного ископаемого, добываемого из месторождения, оценивается **коэффициентом извлечения**. Коэффициент извлечения c показывает, какую часть балансовых запасов выдают на поверхность. Величина его зависит от горно-геологических условий, особенно от мощности и угла падения пласта или залежи.

$$c = \frac{Z}{Z_0} \quad (3.2)$$

При ориентировочных расчетах рекомендуется принимать следующие значения C в зависимости от мощности пластов: тонких 0,92—0,9; мощных пологих 0,85—0,82; средней мощности 0,9—0,85; мощных крутых 0,85—0,8.

Промышленные запасы шахтного поля, имеющего форму правильного прямоугольника, можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Z = SH\Sigma t\gamma c, \quad (3.3)$$

где Z — промышленные запасы шахтного поля, т; S — размер шахтного поля по простиранию, м; H — то же, по падению, м; Σt — суммарная мощность рабочих пластов, м; γ — средняя плотность ископаемого, т/м³; c — коэффициент извлечения.

При ориентировочных расчетах можно принимать среднюю плотность антрацита 1,6 т/м³, каменного угля 1,35-1,45 т/м³, бурого угля 1,2 т/м³.

Произведение мощности пласта на среднюю плотность угля называют **производительностью пласта**, т/м²,

$$p = t\gamma \quad (3.4)$$

Производительность пласта — это масса угля в тоннах в призме основанием 1 м² и высотой, равной его мощности в метрах.

По степени подготовленности к добыче промышленные запасы разделяются на вскрытые, подготовленные, готовые к выемке.

Вскрытые запасы — часть промышленных запасов, для разработки которых не требуется дополнительного проведения капитальных горных выработок: стволов, штолен, капитальных квершлагов.

Подготовленные запасы — часть вскрытых запасов, которые оконтурены основными выработками и не требуют для дальнейшей их подготовки к очистной выемке проведения дополнительных подготовительных выработок.

Готовые к выемке запасы — часть подготовленных запасов, для извлечения которых проведены все подготовительные и нарезные выработки и закончены работы по подготовке очистных забоев.

4. Влияние горных работ на подрабатываемые объекты

Процесс сдвижения горных пород, достигая земной поверхности, деформирует её и находящиеся на ней здания и сооружения.

Подработка:

- гражданских зданий приводит к появлению трещин в их стенах и фундаментах, отслаиванию и падению штукатурки, выходу из проёмов балок междуэтажных перекрытий и прочих повреждений, вызывающих необходимость капитального ремонта.

- промышленных объектов (заводы, электростанции, подъемные машины и т.п.), помимо деформации фундаментов и стен зданий, нарушает нормальную работу механизмов. Так, например, деформации фундаментов подъемной машины вызывают перекося главного вала ее, что может служить причиной выхода машины из строя.

- железных дорог сопровождается изменением их уклонов, изгибом и размывом рельсов, изменением зазоров между отдельными рельсами и увеличением или уменьшением ширины колеи.

- подземных трубопроводов вызывает в них появление разрывов и смятий, нарушающих их нормальную эксплуатацию.

- водных объектов (рек, прудов) в отдельных случаях может привести к внезапному затоплению горных выработок. Проникновение воды в этих случаях происходит по трещинам, образовавшимся в толще горных пород в процессе их сдвижения.

- горных выработок (стволов, квершлагов, штреков и т.п.) вызывает сильную деформацию крепи, которая приводит к уменьшению сечения выработки. Искривления стволов вызывает серьезные помехи в нормальной работе подъема.

Вредное влияние процесса сдвижения горных пород на подрабатываемые объекты вызывает необходимость принятия мер, обеспечивающих их сохранность.

Таковыми мерами охраны объектов от вредного влияния горных разработок являются:

- оставление предохранительных целиков т.е. части полезного ископаемого, находящейся под охраняемым объектом;

- применение специальных способов разработки;

- создание особо прочных или податливых конструкций зданий, сооружений и т.п.

5. Параметры, характеризующие процесс сдвижения горных пород

Процесс сдвижения горных пород и земной поверхности характеризуется:

- следующими параметрами: размерами и формой мульды сдвижения; - величиной углов - граничных, сдвижения, разрывов, максимального оседания, полных сдвижений, а также углов сдвижения в наносах; величиной сдвижений и деформаций в мульде;

- общей продолжительностью процесса сдвижения и его отдельных стадий и скоростью оседания.

Мульда сдвижения. При выемке части пласта а-б-г-в (рис.5.1) процесс сдвижения горных пород достигает поверхности земли, вызывая её деформацию. Часть земной поверхности А-Г-Б-В, подвергшаяся этим деформациям (сдвигениям), называется мульдой сдвижения.

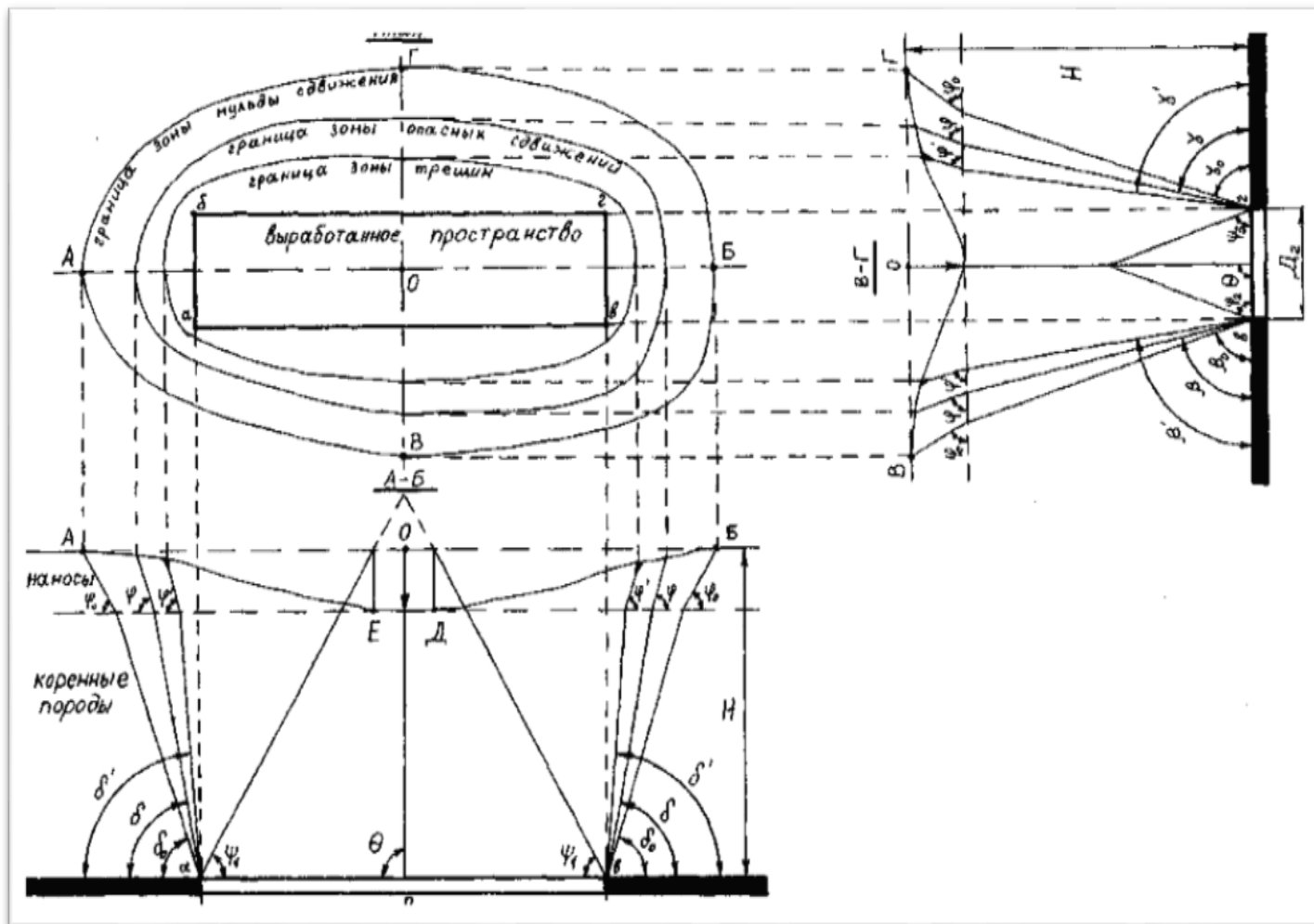


Рисунок 5.1. Схема сдвижения горных пород при горизонтальном залегании пласта

Форма и размеры мульды сдвижения, а также её расположение относительно выработанного пространства зависит от мощности пласта, угла падения, размеров выработанного пространства и глубины залегания. Площадь проекции на горизонтальную плоскость мульды сдвижения всегда больше такой же проекции выработанного пространства. При горизонтальном залегании пласта на значительной глубине границы мульды в плане располагаются симметрично по отношению к выработанному пространству. Мульда имеет плавные края. Точка максимального оседания земной поверхности **О** находится над центром выработанной части пласта.

В мульде сдвижения выделяют два главных сечения, проходящих через точку максимального оседания по простиранию А-Б и падению В-Г пласта. В этих сечения размеры мульды сдвижения и её зон определяются с помощью углов: граничных, сдвижения, разрывов, максимального оседания, полных сдвижений, а также сдвижения в наносах.

В плавной мульде сдвижения различают её края А-Е, Д-Б и дно Е-Д. Заметим, что для сооружений, находящихся в мульде сдвижения, наиболее опасными являются её края. При разработке пластовых месторождений мульда сдвижений может иметь как плоское, так и вогнутое дно.

Если размеры выработанного пространства D_1 значительно превышают глубину разработки H пласта (разрез А-В на рис.5.1), то в главном сечении мульды сдвижения образуется плоское дно без возрастания максимального оседания при дальнейшем увеличении размеров D_1 . Такой случай подработки принято называть полной подработкой земной поверхности.

При размерах выработанного пространства D_2 меньше глубины разработки H (разрез В-Г на рис.5.1), в главном сечении мульды сдвижения образуется вогнутое (криволикое) дно и при увеличении этих размеров величина максимального оседания земной поверхности также возрастает. Такой случай подработки принято называть неполной подработкой земной поверхности.

При разработке наклонных и крутых пластов границы мульды сдвижения увеличиваются в сторону падения пласта. В этом случае проекция мульды сдвижения на горизонтальную плоскость располагается асимметрично по отношению к проекции выработанного пространства на ту же плоскость.

При увеличении угла наклона пласта точка максимального оседания смещается в сторону падения. При крутом залегании пласта точка максимального оседания находится примерно над нижней границей выработанного пространства, а с некоторого значения α (угол залегания пласта) начинает перемещаться в сторону выхода пласта.

Углы. Размеры мульды сдвижения определяются с помощью граничных углов $\delta_0, \beta_0, \gamma_0$ (в данном случае $\beta_0 = \gamma_0$), которыми являются внешние (относительно выработанного пространства) углы на вертикальных срезах по главным сечениям мульды сдвижений между горизонтальными прямыми и прямыми, соединяющими границы выработанного пространства с границей зоны влияния подземных разработок на земной поверхности (на контакте с коренными породами). За границу влияния подземных разработок на земной поверхности принимают линию, соединяющую точки с наклоном $i = 0,5 \cdot 10^{-3}$ и растяжением $\varepsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$.

Граница зоны опасного влияния мульды сдвижений определяются углами сдвижения δ, β, γ (в данном случае $\beta = \gamma$), которыми являются внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения линиями горизонта и линиями, соединяющими границы выработки с граничными точками зоны опасного влияния на земной поверхности (на контакте с коренными породами).

За границу опасного влияния подземных разработок на земной поверхности принимают линию, в точках которой величины деформации являются критическими, т.е. опасными для ответственных сооружений. Опасными являются следующие величины деформации: наклон $i = 4 \cdot 10^{-3}$, горизонтальная деформация $\varepsilon = 2 \cdot 10^{-3}$, кривизна $K = 0,2 \cdot 10^{-3}$.

Углы сдвижения используются для построения предохранительных целиков.

В пределах зоны опасных сдвижений на земной поверхности может образоваться зона трещин. Трещины образуются при разработке пластов с обрушением кровли на глубине менее 100-кратной мощности пласта при углах падения до 45° , а при углах падения более 45° - и на больших глубинах.

Границы зоны трещин определяются углами разрывов δ' , β' , γ' (в данном случае $\beta'=\gamma'$), которыми являются внешние относительно выработанного пространства углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения горизонтальными линиями и линиями, соединяющими границу выработки с ближайшей к границе мульды сдвижения трещиной.

При отсутствии значений углов разрывов для отдельных месторождений они принимаются на 10° больше соответствующих углов сдвижения в крепких породах, но не более 90° .

Углы сдвижения в наносах φ_0 , φ и φ' во всех направлениях принимаются одинаковыми.

Угол максимального оседания θ – угол со стороны падения пласта, образованный на вертикальном разрезе в главном сечении мульды вкrest простирания пласта горизонтальной линией и линией, соединяющей середину очистной выработки с точкой максимального оседания при неполной подработке земной поверхности, или с серединой плоского дна мульды. По углу θ определяют положение центра O мульды сдвижения. При горизонтальном залегании пласта точка O располагается над серединой выработанного пространства.

Углы полных сдвижений ψ_1 , ψ_2 , ψ_3 – внутренние, относительно выработанного пространства, углы, образованные на вертикальных разрезах по главным сечениям мульды сдвижения плоскостью пласта и линиями, соединяющими границы выработки с границами плоского дна мульды сдвижения. Различают углы полных сдвижений у нижней границы выработки ψ_1 , у верхней границы выработки ψ_2 , у границы выработки по простиранию ψ_3 .

Углами полных сдвижений определяются зоны полной подработки.

Величины сдвижений и деформаций земной поверхности.

Пусть над выработанным пространством на земной поверхности (рис.5.2) вдоль одного из главных сечений мульды сдвижений точки 1,2,3,4 после подработки и затухания процесса сдвинулись в положение 1',2',3',4'. Тогда отрезки 2-2', 3-3', 4-4' будут представлять собой векторы сдвижений точек 2,3,4.

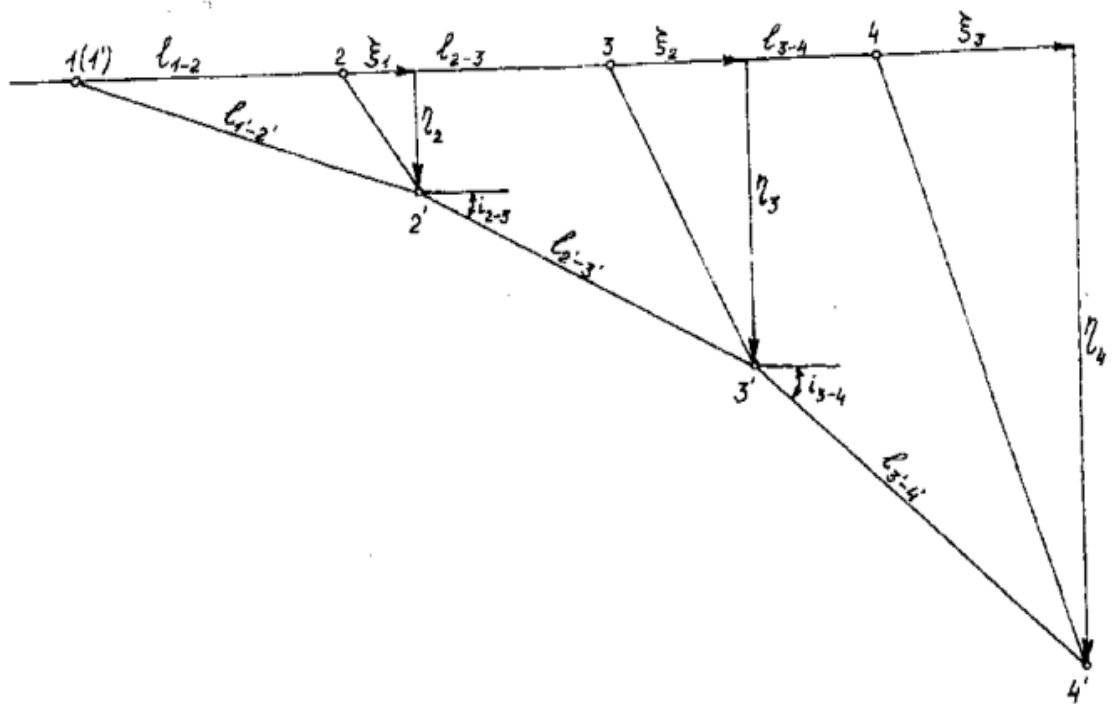


Рисунок 5.2. Сдвижение и деформации точек на главном сечении мульды сдвижений

Принято сдвижение разделять на оседание и горизонтальные сдвижения.

Оседание η – вертикальная составляющая вектора сдвижения. Величину оседания любой точки до и после подработки определяют по формуле:

$$\eta = Z_0 - Z_{\text{п}}, \text{ мм} \quad (5.1)$$

где Z_0 и $Z_{\text{п}}$ – отметки точки соответственно до и после подработки.

Горизонтальное сдвижение ξ – горизонтальная составляющая вектора сдвижения в данной вертикальной плоскости, определяемая по формуле:

$$\xi = D_0 - D_{\text{п}}, \text{ мм} \quad (5.2)$$

где D_0 и $D_{\text{п}}$ – горизонтальные расстояния рассматриваемой точки от опорного (неподвижного) репера соответственно до и после её подработки.

По модулю и направлению вектора сдвижения для различных точек мульды неодинаковы, вследствие чего составляющие векторов оседания η и горизонтальные сдвижения ξ в разных точках будут иметь неодинаковые значения.

Неравномерность распределения величин η и ξ в различных точках мульды сдвижения приводит к появлению вертикальных деформаций (наклонов и кривизны) и горизонтальных деформаций (растяжений и сжатий).

Наклон i – отношение разности оседаний двух точек мульды к расстоянию между ними.

$$i_{2-3} = \frac{\eta_3 - \eta_2}{l_{2-3}} \quad (5.3)$$

где l_{2-3} – приведённая горизонтальная длина интервала между точками 2 и 3.

Наклон i является безразмерной величиной.

Кривизна K - отношение разности наклонов двух соседних интервалов мульды к полусумме длин этих интервалов. Кривизна характеризует неравномерность распределения наклонов в сечении мульды сдвижения.

$$K_3 = \frac{i_{3-4} - i_{2-3}}{\frac{1}{2}(l_{2-3} + l_{3-4})}, \text{ м} \quad (5.4)$$

На участках выпуклой мульды кривизна считается положительной, на участках вогнутой мульды - отрицательной.

Радиус кривизны R - величина, обратная кривизне мульды сдвижения.

$$R = \frac{1}{K_3}, \text{ м} \quad (5.5)$$

Горизонтальная деформация (растяжение, сжатие) ε возникает вследствие изменения расстояния l между соседними точками интервалов до и после подработки.

$$\varepsilon_{2-3} = \frac{l_{2'-3'} - l_{2-3}}{l_{2-3}}, \quad (5.6)$$

где $l_{2'-3'} - l_{2-3}$ – горизонтальные расстояния между точками 2 и 3 соответственно до и после их подработки.

Величины ε относят к серединам интервалов, причем, если эти величины имеют знак *плюс*, то это означает, что в данном интервале имело место *растяжение*, а признаке *минус* - *сжатие*.

Продолжительность и периоды процесса сдвижения.

Процесс сдвижения земной поверхности в зоне влияния подземных горных выработок протекает неравномерно во времени и характеризуется общей продолжительностью и периодом опасных деформаций. Различают: 1) начальную стадию, 2) период опасных деформаций и 3) стадию затухания процесса сдвижения. За начало процесса сдвижения точки на земной поверхности принимается дата, на которую оседание точки достигает 15 мм. За окончание или затухание процесса сдвижения принимается дата, после которой суммарные оседания на протяжении 6 мес. не превышают 10% максимальных, но не более 30 мм.

6. Охрана сооружений и других объектов от вредного влияния горных работ

В предыдущих разделах было выяснено, что сдвигание горных пород над выработанным пространством захватывает всю перекрывающую толщу и земную поверхность. Процесс сдвигания может вредно сказаться на состоянии вышележащих горных выработок, а также сооружений и других объектов, расположенных на земной поверхности. Поэтому принимаются меры по охране от вредного влияния горных разработок различных зданий, путей сообщения и других инженерных сооружений, а также рек и водоёмов.

При построении предохранительных целиков под отдельные здания и сооружения охраняемая площадь $a-e-d-c$ на плане земной поверхности определяется описанным прямоугольником, стороны которого параллельны линиям падения и простираения пласта (рис.6.1).

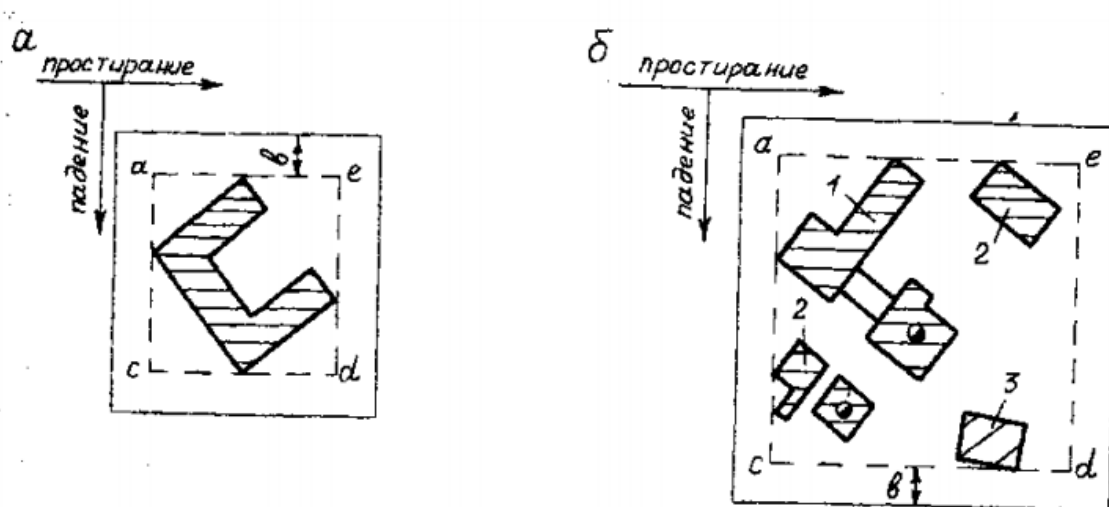


Рисунок 6.1- Охраняемый контур и берма:

а – для одного здания; б - для нескольких зданий; 1 – здание обогатительной фабрики; 2 – здание подъемной машины; 3 - электроподстанция; в – берма

В один охраняемый контур может быть включено несколько объектов, если они относятся к одной и той же категории охраны.

При построении целиков железной дороги охраняемым контуром считается основание насыпи или верхнее сечение выемки.

Для водохранилищ и рек контур считается по границе их наибольшего разлива. При определении охраняемого контура для рек следует предварительно продумать вопрос о сокращении его путем спрямления русла. Сооружение простых земляных плотин позволит направить реку по её старому прямолинейному руслу и тем самым значительно сократить охраняемую площадь.

Для объектов значительной протяженности (железные дороги, трубопроводы, реки) охраняемый контур не увеличивается до описанного четырехугольника, а считается непосредственно в пределах, указанных выше границ.

Охраняемый контур с целью создания некоторого запаса надежности охраны объекта увеличивается равномерно во все стороны на определенную величину b , называемую бермой. Размер бермы принимается согласно категориям охраны для данного месторождения. Обычно ширина бермы принимается от 5 до 20 м.

7. Принцип построения предохранительных целиков под охраняемые объекты.

Построение предохранительного целика под компактным сооружением, например, зданием, осуществляют следующим образом (рис.7.1). На нижнюю часть листа чертежной бумаги наносят выкопировку из плана контура $A-E-D-C$ охраняемой площади, линии координатной сетки и направление падения пласта.

Сверху строят вертикальные геологические разрезы I-I (вкrest простирания и II-II (по простиранию), проходящие через центр O охраняемой площади. От точек O' и O'' этих разрезов откладывают размеры охраняемой площади и получают точки $C'(A')$, $D'(E')$, $A''(E'')$, $C''(D'')$. Кроме того, от поверхности земли вниз по вертикали откладывают вычисленное по формуле значение H_6 и получают горизонт безопасной глубины.

Для построения контура целика сначала на разрезе I-I из точек $C'(A')$, $D'(E')$ проводят линии под углом ϕ к горизонту в пределах наносов и, далее, в пределах коренных пород – почвы пласта соответственно под углами сдвига γ и β получают точки $4'(1')$, $3'(2')$ на нижней и верхней границах целика (в данном случае пласт залегает горизонтально).

Аналогичным образом на разрезе II-II из точек $A''(E'')$ и $C''(D'')$ в пределах наносов проводят линии под углом ϕ к горизонту и, далее, по коренным породам – под углом сдвига δ .

Проецируя верхнюю и нижнюю границы целика с разреза I-I на разрез II-II, получают размеры целика $1''(2'')$ и $4''(3'')$ по простиранию пласта соответственно в верхней и нижней его границах. Затем известными из начертательной геометрии способом строят контур 1-2-3-4 целика в плане. Охране подлежит часть целика, расположенная выше горизонта безопасной

глубины.

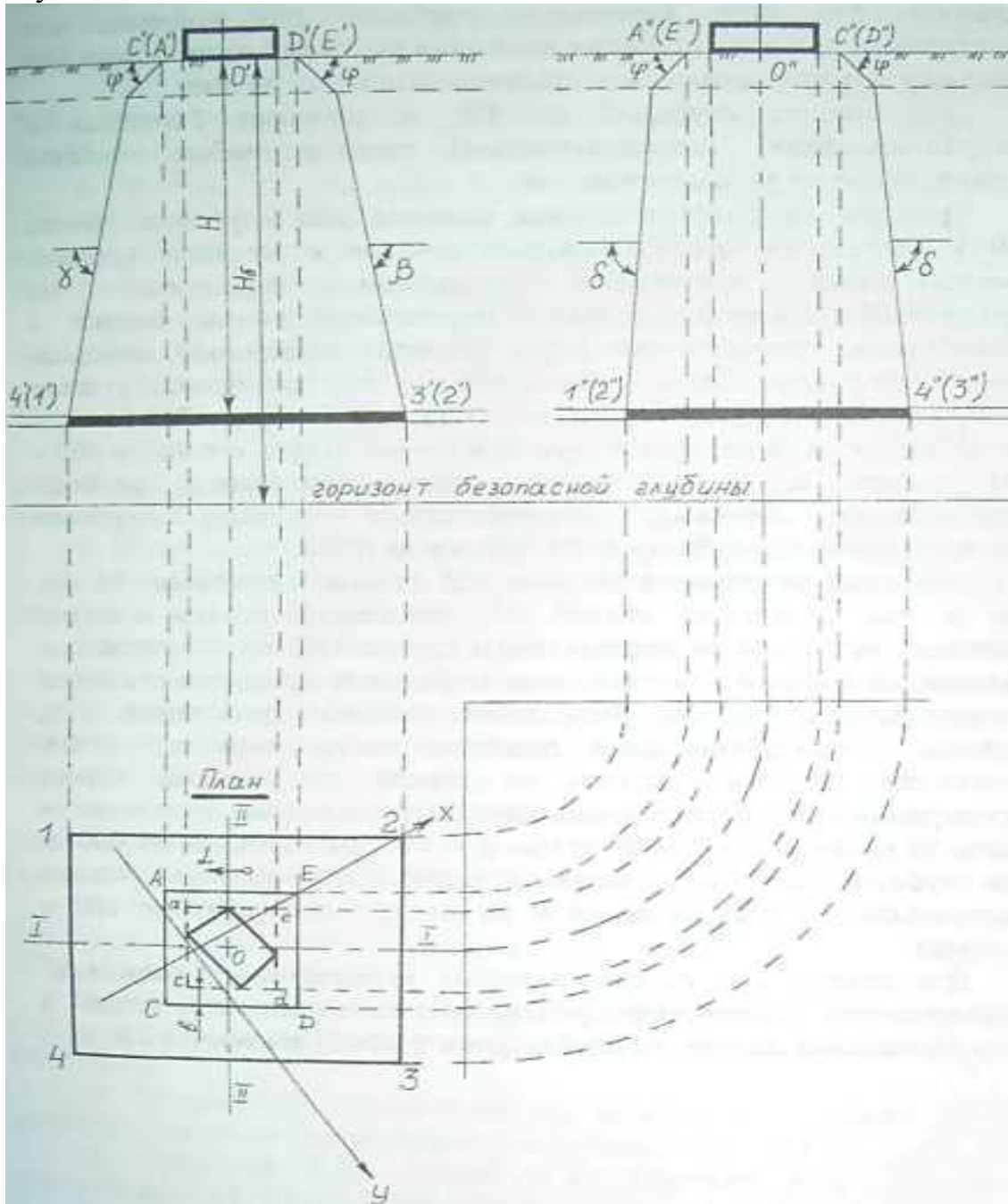


Рисунок 7.1. Построение предохранительного целика под здание

8. Деление шахтных полей на части

Для обеспечения рациональной и экономически эффективной отработки запасов шахтное поле делят на более мелкие части, удобные для выемки. Вскрытие шахтного поля, деление его на части и способы подготовки взаимно зависимы и увязаны между собой основными параметрами.

При вскрытии вертикальными стволами пологих угольных пластов шахтное поле в зависимости от его размеров по падению дополнительно

делят на 2-3 примерно равные части. Каждую такую часть называют горизонтом.

Горизонт — это часть шахтного поля, одной из границ которого по падению является главный транспортный штрек, а второй — верхняя или нижняя граница шахтного поля. Боковыми границами горизонта служат границы шахтного поля по простиранию (рис. 8.1). Если шахтное поле делится на три горизонта, то их границами по падению являются главные штреки транспортного и вентиляционного горизонтов. Размер горизонта по падению обычно находится в пределах 1000—1200 м.

Часть шахтного поля, расположенную выше главного откаточного штрека, называют горизонтом по восстанию, а расположенную ниже откаточного штрека — горизонтом по падению. Горизонты по восстанию и падению обслуживаются бремсбергами и уклонами. В этой связи их также называют бремсберговыми и уклонными полями.

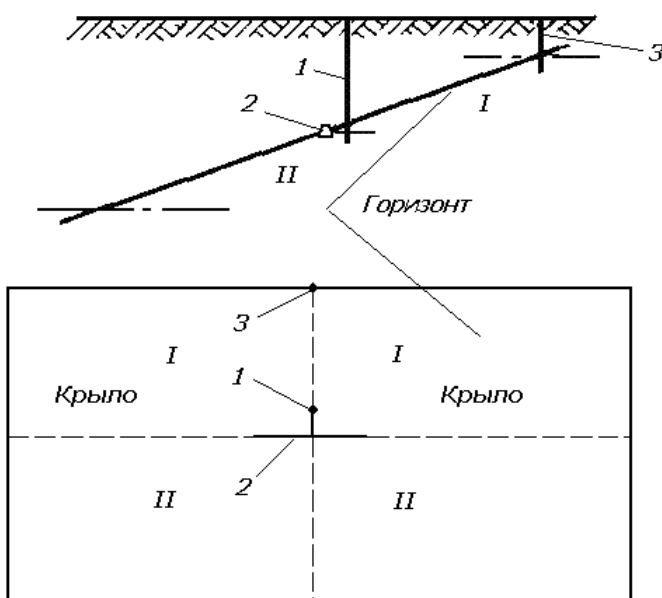


Рис. 8.1. Деление шахтного поля на крылья и горизонты:
1 — ствол; 2 — главный откаточный штрек; 3 — шурф;
I — бремсберговый горизонт; II — уклонный горизонт

Шахтное поле и, следовательно, горизонты делят на крылья (см. рис. 8.1). Крылом называют часть шахтного поля, расположенную по одну сторону от вертикальной плоскости, проведенной вкрест простирания пласта и проходящей через вскрывающую выработку (вертикальный или наклонный ствол, капитальный бремсберг или уклон). Крылья обычно обозначают частями света (западное, восточное и др.).

Как исключение, при сложном рельефе поверхности бывают и однокрылые шахтные поля, в которых вскрывающую выработку сооружают около одной из границ шахтного поля.

Горизонты в шахтном поле, в зависимости от геологических, технических и экономических факторов, делят на более мелкие части: этажи,

панели, длинные столбы по падению или восстанию пласта. В этой связи различают этажный, панельный и погоризонтный способы подготовки шахтного поля. Способ подготовки шахтного поля является качественной характеристикой шахты.

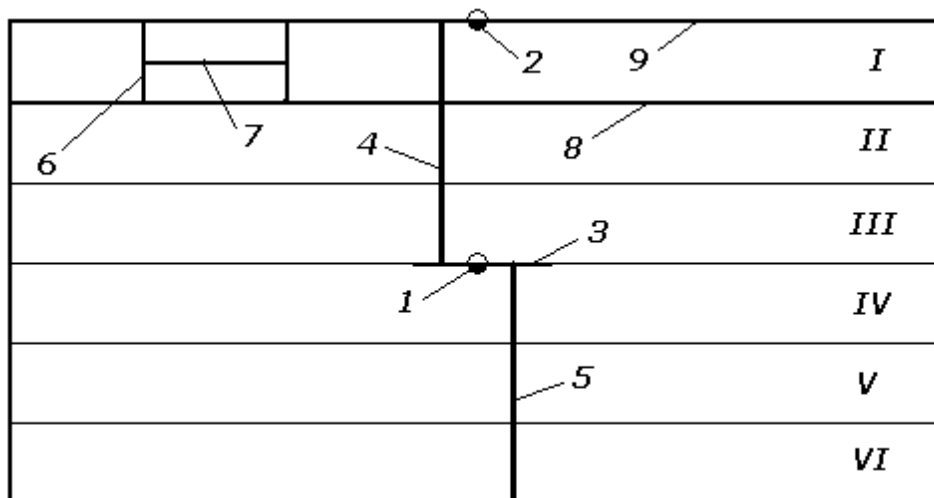


Рис.8.2 Деления шахтного поля на этажи:

1 - главный ствол; 2 - вентиляционный ствол; 3 - главный откаточный штрек; 4 - бремсберг; 5 - уклон; 6 - выемочное поле; 7 - выемочный столб; 8 - этажный откаточный штрек; 9 - этажный вентиляционный штрек; I— VI — последовательность обработки этажей

Этажный способ подготовки. Если пласт в пределах шахтного поля или горизонта делят по падению на участки, вытянутые по простиранию, то такие участки называют этажами, а способ подготовки шахтного поля — этажным (рис. 8.2).

Этаж — это часть пласта в шахтном поле, границами которой по падению являются штреки — откаточный и вентиляционный, а по простиранию — границы шахтного поля. Штреки, ограничивающие этаж, обычно называют этажными. Все этажи в пределах горизонта обслуживаются одним бремсбергом или уклоном, которые называются капитальными. На крутонаклонных и крутых пластах, в отличие от пологих, каждый этаж обслуживается своими квершлагами: снизу — откаточными, сверху — вентиляционными.

Расстояние по линии падения пласта между верхней и нижней границами этажа называют наклонной высотой этажа.

Крыло этажа по простиранию можно дополнительно делить на более мелкие части — выемочные поля. Выемочное поле — часть пласта в пределах этажа, разработка которой осуществляется с применением участковых бремсбергов, скатов или квершлагов. Выемочный столб — часть пласта в пределах выемочного поля, ограниченная по падению конвейерным и вентиляционным штреками, а по простиранию — границами выемочного поля.

Панельный способ подготовки. Пласт в пределах шахтного поля или горизонта делят на панели (рис. 8.3). Панель — это часть пласта в пределах

шахтного поля или горизонта, обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных или наклонных транспортных и вентиляционных выработок. Границами панели являются: по падению - границы горизонта, по простиранию - граница шахтного поля или условные линии — границы смежных панелей. Размер панели по простиранию находится в пределах до 1500—2500 м, а по падению 1000—1200 м. По падению пласта панель делят на более мелкие участки, вытянутые по простиранию — ярусы.

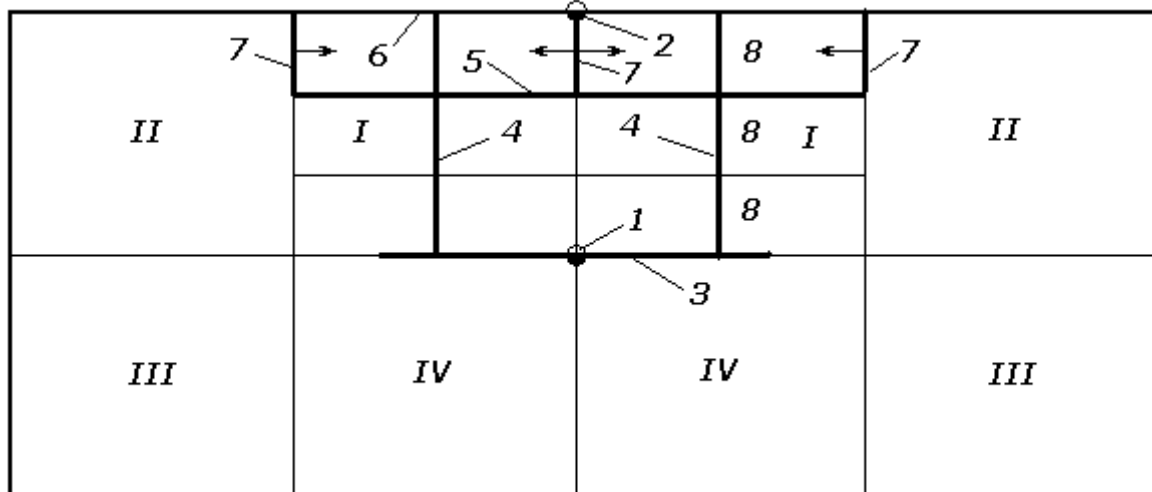


Рис. 8.3. Деления шахтного поля на панели:

1 - главный ствол; 2 - вентиляционный ствол; 3 - главный откаточный штрек; 4 – панельный бремсберг; 5 - ярусный откаточный штрек; 6 - ярусный вентиляционный штрек; 7 - монтажная камера; 8 – ярусы; I-VI - последовательность отработки панелей.

Ярус — это часть пласта в пределах панели, ограниченная по падению выемочными штреками (конвейерным и вентиляционным), а по простиранию — границами панели.

Панель может быть однокрылой и двукрылой. Двукрылые панели экономически выгоднее и технически совершеннее однокрылых:

- вдвое увеличивается число одновременно обрабатываемых лав;
- уменьшаются расходы на поддержание выработок и на транспортирование угля по наклонным выработкам.

Погоризонтный способ подготовки. Если пласт в пределах горизонта делят по простиранию месторождения на выемочные участки, вытянутые по восстанию или падению от верхней границы горизонта до нижней, то такой способ подготовки называют погоризонтным (рис. 8.4).

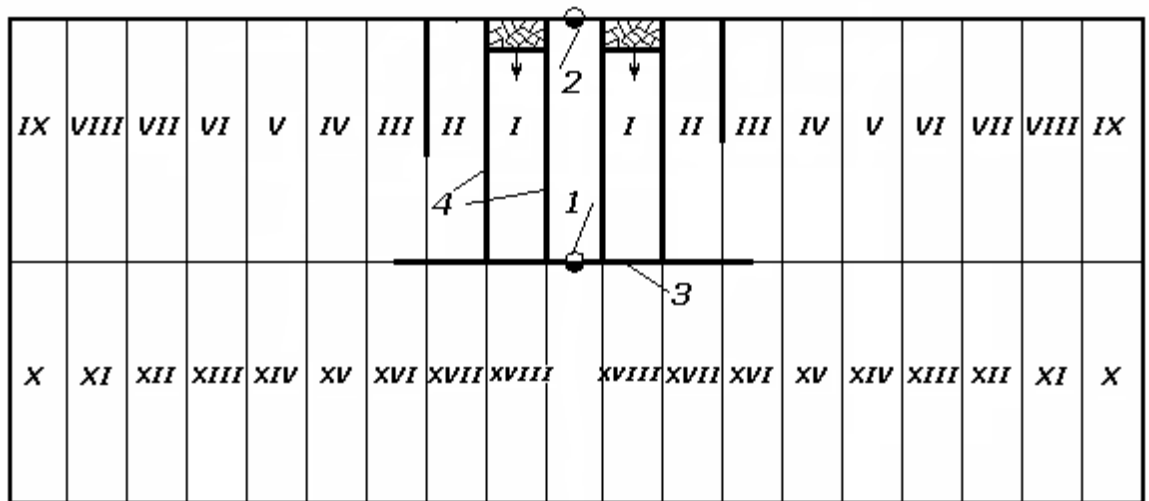


Рис. 8.4. Деление шахтного поля на полосы вытянутые по восстанию или падению: 1 - главный ствол; 2 - вентиляционный ствол; 3 - главный откаточный штрек; 4 – транспортный и вентиляционный бремсберги; I -->IX - последовательность отработки полос.

В каждом участке размещают лаву, забой которой располагается по простиранию и перемещаются по падению или по восстанию пласта. Лавы обслуживаются наклонными выработками.

9. Схемы расположения вертикальных стволов относительно границ шахтного поля.

Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами является наиболее универсальным и распространенным, его применяют независимо от числа рабочих пластов в шахтном поле, мощности и угла падения этих пластов, мощности наносов и глубины разработки, производственной мощности шахты и т. д. (рис. 9.1, а — д).

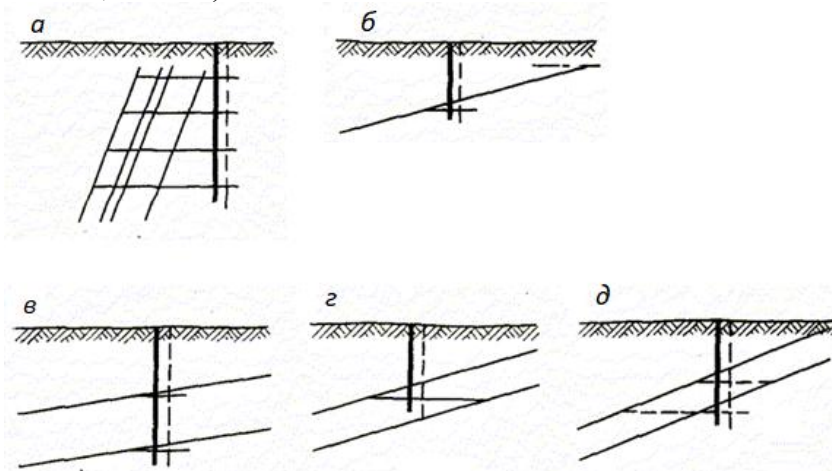


Рисунок 9.1. Схемы вскрытия шахтного поля вертикальными стволами

Главные вскрывающие выработки могут занимать различное положение по отношению к вскрываемому пласту и элементам его залегания.

Так, вертикальные стволы обычно пересекают породы и пласты полезного ископаемого при горизонтальном, пологом и наклонном их залегании.

Недостатки:

- большая стоимость проведения стволов;
- сложность выполнения работ по углубке стволов для новых горизонтов;
- дорогие и сложные поверхностные сооружения над стволами и около стволов (копры, надшахтные здания, здания подъемных машин)

Достоинства:

- вертикальные стволы устойчивы к проявлению горного давления;
- требуют небольших затрат на поддержание;
- имеют большие площади поперечного сечения (от 5 до 9 м), что позволяет иметь большую производственную мощность по газовому фактору;
- большая производительность подъемных машин, которая достигается за счет высоких скоростей движения сосудов и меньшего расстояния, чем по наклонным стволом;
- возможность совмещения транспорта угля и породы в одном стволе с нескольких откаточных горизонтов;
- возможность применения в любых горно-геологических условиях, что делает его универсальным;

Варианты расположения *вспомогательного ствола по отношению к главному*: центральное (рисунок 9.2), центрально-отнесенное (рисунок 9.3), фланговое (диагональное) (рисунок 9.4), комбинированное и секционное (рисунок 9.5).

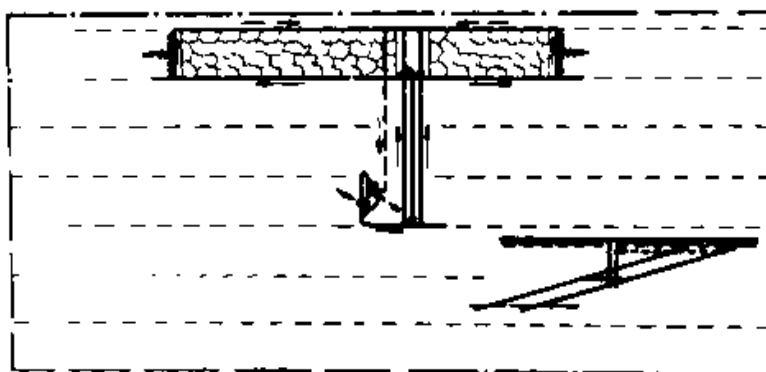


Рисунок 9.2. Центральное расположение стволов в шахтном поле

Достоинства центрального расположения стволов:

- единая компактная поверхность;
- минимальные потери угля в охранных целиках;
- быстрое соединение (сбойка) стволов;
- простая схема проветривания уклонного поля;
- возможность использования вспомогательного ствола для выдачи угля.

Недостатки центрального расположения стволов:

- большие капитальные затраты на проходку стволов;
- сложная и ненадежная схема проветривания бремсберговой части шахтного поля.

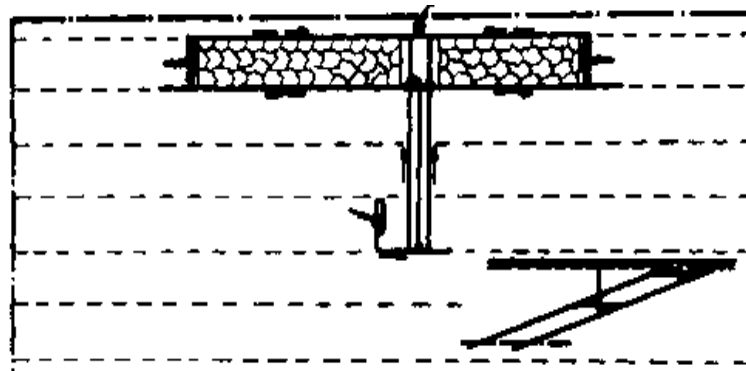


Рисунок 9.3. Центрально-отнесенное расположение стволов в шахтном поле

Достоинства центрально-отнесенного расположения стволов:

- незначительные затраты на проходение вспомогательного (вентиляционного) ствола;
- простая схема проветривания бремсберговой части шахтного поля.

Недостатки центрально-отнесенного расположения стволов:

- необходимость поддержания в течение всего срока службы шахты в выработанном пространстве бремсбергового поля длинной вентиляционной выработки;
- разбросанность поверхностного комплекса шахты ;
- большие потери угля в охранных целиках;
- невозможность использования вспомогательного ствола для спуска-подъема грузов.

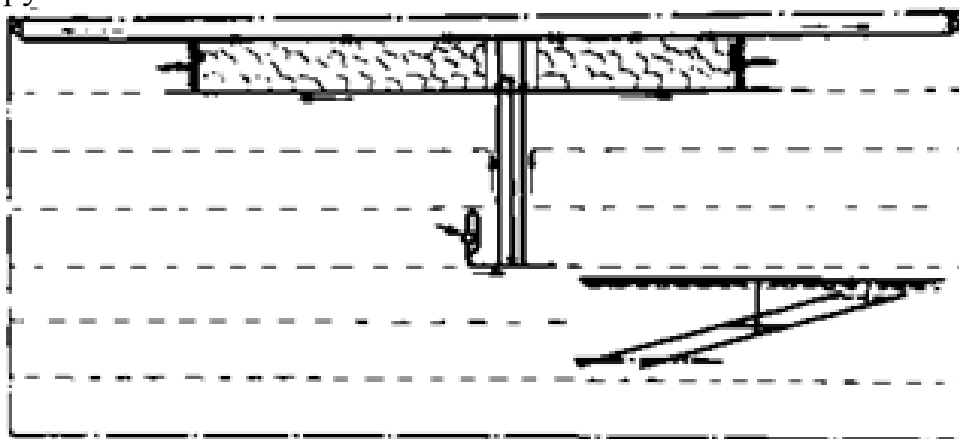


Рисунок 9.4. Фланговое (диагональное) расположение стволов в шахтном поле

Достоинства флангового (диагонального) расположения стволов:

- простая схема проветривания;
- стабильность депрессии.

Недостатки флангового расположения стволов:

- необходимость проведения вентиляционных штреков на всю длину шахтного поля до ввода шахты в эксплуатацию;
- необходимость поддержания в выработанном пространстве 2-х наклонных вентиляционных выработок значительной протяженности в течение всего срока службы шахты;
- разбросанность поверхностного комплекса шахты;
- большие потери в охранных целиках;
- невозможность использования вспомогательных (вентиляционных) стволов для спуска-подъема грузов.

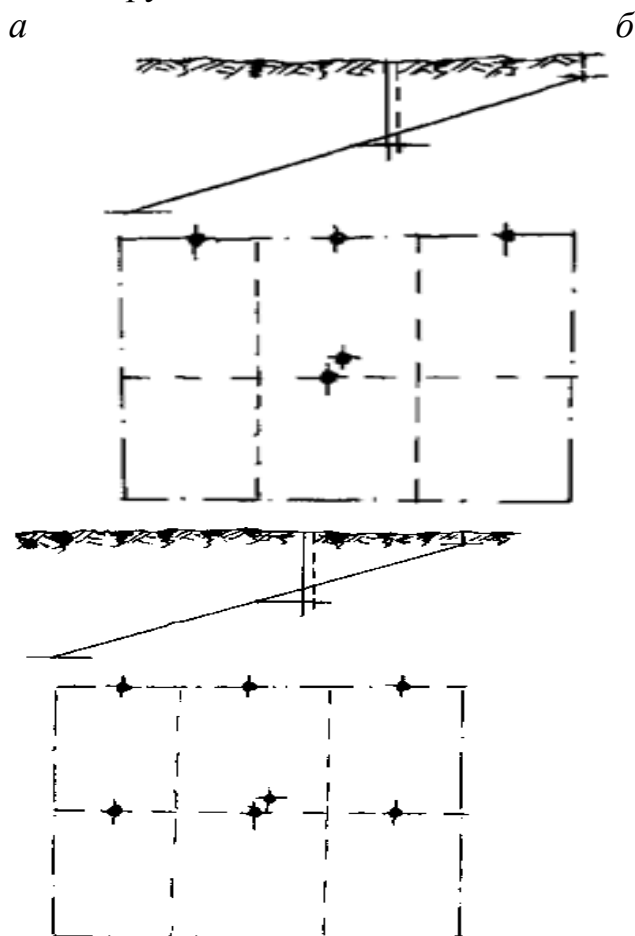


Рисунок 9.5. Комбинированное *a*, и секционное *б*, расположение стволов в шахтном поле

Достоинства флангового (диагонального) расположения стволов:

- простая схема проветривания;
- стабильность депрессии.

Недостатки флангового расположения стволов:

- необходимость проведения вентиляционных штреков на всю длину шахтного поля до ввода шахты в эксплуатацию;
- необходимость поддержания в выработанном пространстве 2-х наклонных вентиляционных выработок значительной протяженности в течение всего срока службы шахты;

- разбросанность поверхностного комплекса шахты;
- большие потри в охранных целиках;
- невозможность использования вспомогательных (вентиляционных) стволов для спуска - подъема грузов.

При строительстве современных крупных шахт, как правило, применяется комбинированное и секционное расположение стволов, сочетающие в себе преимущества центрально - отнесенного и флангового их расположения.

Взаимное расположение главных и вспомогательных вертикальных стволов определяется принятой схемой проветривания и развития очистной выемки.

При центральной схеме проветривания как главный, так и вспомогательный стволы располагаются в центре шахтного поля или вблизи центра на расстоянии не менее 30 м один от другой (рис. 9.6, а).

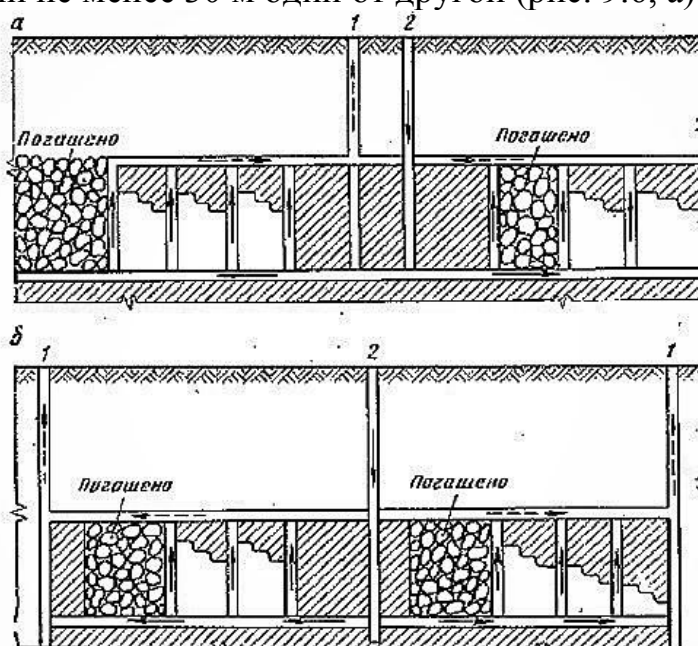


Рисунок 9.6. Центральная и диагональная схемы проветривания:
1 – вспомогательный ствол, 2 – главный ствол

При диагональной схеме проветривания главный ствол располагается в центре шахтного поля, а вспомогательные стволы — на флангах (рис. 8.6, б). Часто этот вариант применяется, когда главный и вспомогательный стволы располагаются на разных флангах.

Центральное расположение главных и вспомогательных выработок имеет ряд достоинств: минимальное число вспомогательных стволов, что особенно важно при большой глубине разработки; компактность расположения всего комплекса поверхностных сооружений; возможность оставления у обоих стволов, если они заложены в висячем боку, общего охрannого целика; простота при сбое главного и вспомогательного стволов, позволяющая ускорить начало очистных работ.

Вместе с этим центральное расположение имеет и недостатки. Главные из них: удлиняется путь вентиляционной струи, в результате чего депрессия

вентилятора возрастает на 30-40 % по сравнению с диагональным расположением; при наступающей выемке возможны утечки («короткие токи») воздуха через выработанное пространство на вентиляционный штрек; усложняется выход людей на поверхность в случае аварии.

При значительной производственной мощности рудника или наличии в шахтном поле нескольких рудных тел иногда проходят несколько стволов различного назначения: для спуска и подъема людей, подъема руды разного состава, спуска закладки и выдачи пустой породы из подготовительных выработок, спуска материалов, крупногабаритного оборудования.

При значительной длине шахтного поля иногда возникает необходимость разделения каждого из крыльев шахтного поля для проветривания на две секции.

При секционном проветривании вспомогательные стволы закладывают на флангах поля и в промежутках между флангами и главными стволами.

10. Рациональное место заложение главного ствола в шахтном поле

Правильный выбор места заложения стволов в шахтном поле имеет большое значение, так как от этого зависит суммарная длина главных выработок, а, следовательно, затраты на их проведение и поддержание; расходы на транспортирование грузов, на проветривание горных выработок; потери полезного ископаемого в охранных целиках около стволов.

Расположение главного ствола по падению шахтного поля. Главный ствол по падению пласта может быть расположен у верхней границы шахтного поля - I, у нижней границы - II и, наконец, в любом месте между положениями I и II, например, где-то в средней части - III.

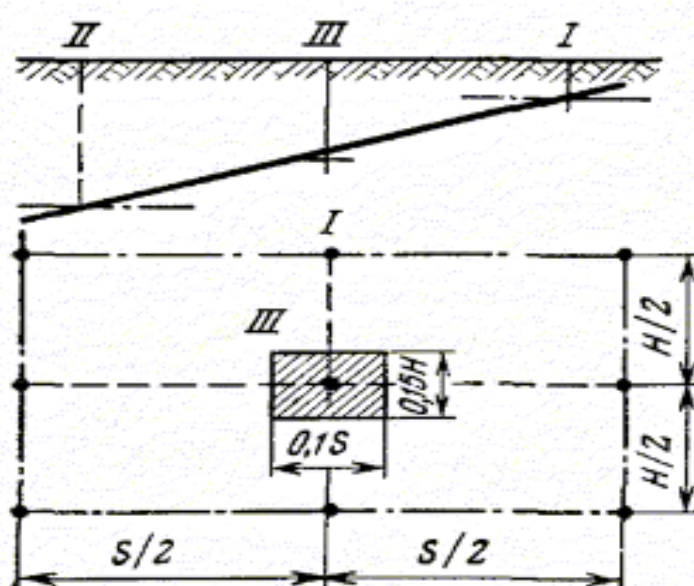


Рис. 10.1. Возможное расположение главного вертикального ствола по падению и простираанию шахтного поля

Расположение ствола у нижней границы шахтного поля имеет явные крупные недостатки:

- максимальную глубину стволов, а, следовательно, наибольшие первоначальные капитальные затраты при строительстве шахты и более длительные сроки строительства;

- дополнительные расходы на подъем и водоотлив по вертикальному стволу.

При расположении ствола у верхней границы шахтного поля перечисленные недостатки отпадают, однако:

- усложняется работа подземного транспорта;
- увеличиваются расходы на поддержание уклонов и ходков;
- ухудшаются условия проветривания очистных и подготовительных забоев

вследствие большой длины горных выработок и утечек воздуха через всевозможные

сбойки и другие выработки между уклонами и ходками.

Наиболее рационально в экономическом и техническом отношении расположение ствола в пункте III (рис. 10.1), при котором главный ствол делит шахтное поле на два примерно равных горизонта, т. е. размеры бремсбергового и уклонного полей примерно равны и имеют умеренную длину (1000—1200 м). Если же шахтное поле делят на три и более горизонта, то стволы первоначально проходят до первого горизонта с последующей его углубкой.

Главный ствол по простиранию может быть расположен или около одной из границ шахтного поля (при однокрылом шахтном поле), или же на линии, делящей шахтное поле на две примерно равные части по простиранию (при двукрылом шахтном поле).

Предпочтение следует отдавать двукрылым шахтным полям, так как в этом случае:

- очистные работы можно вести в двух крыльях, что вдвое увеличит фронт очистных забоев;

- объем работ по транспортированию угля и по поддержанию этажных штреков при однокрылом шахтном поле в 2 раза меньше, чем при однокрылом шахтном поле.

В отдельных случаях крылья шахтного поля по длине могут быть существенно различными. Однако это приведет к быстрой отработке запасов одного крыла по сравнению с другим и, как следствие, к разбросанности работ на нескольких этажах или горизонтах и усложнению схемы транспортирования грузов; кроме того, это увеличит объем работы подземного транспорта и расходы на поддержание штреков.

Но если главный ствол будет пройден с отклонением от средней линии к любой из четырех границ на 5—8% от соответствующего размера шахтного поля, то это существенно не повлияет на суммарные расходы по

поддержанию выработок и транспортированию грузов. Таким образом, местом заложения ствола является не точка, а некоторая область в виде прямоугольника со сторонами 0,1 S и 0,15 H .

Расположение главного ствола вкrest простираня месторождения определяется рядом факторов:

- расстоянием между крайними пластами свиты по горизонтали;
- расстоянием между отдельными смежными пластами внутри свиты;
- углом падения пластов и др.

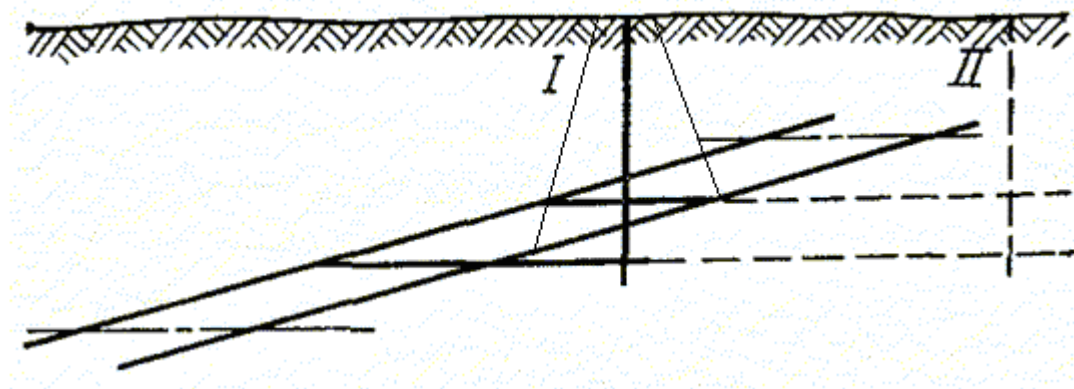


Рис. 10.2. Расположение главного ствола вкrest простираня пород при вскрытии свиты пологих пластов

При этом ствол необходимо заложить таким образом, чтобы уменьшить объем работы подземного транспорта, снизить длину квершлагов, сократить потери полезного ископаемого в предохранительных целиках и исключить деформации стволов под влиянием горных работ.

При вскрытии горизонтальных, пологих и наклонных пластов главный ствол может располагаться внутри свиты, пересекая пласты (положение I рис.10.2), при этом длина квершлагов и объем работы подземного транспорта будут минимальными, но будут потери угля в предохранительных целиках, которые необходимо оставлять для охраны от вредного влияния горных работ промышленной площадки шахты и вертикальных стволов.

Если же заложить стволы в лежачем боку свиты, за пределами верхней границы шахтного поля нижнего пласта (положение II, рис. 10.2), то внешние участки квершлагов окажутся слишком длинными, что приведет к увеличению срока и стоимости строительства шахты, повышению затрат на подземный транспорт. При этом потребность в предохранительных целиках отпадает.

Обычно при вскрытии горизонтальных, пологих и наклонных пластов главный ствол располагают внутри свиты. При этом ствол может располагаться как в крайних положениях (1 и 2, рис. 10.3), так и в любой точке между ними. Конкретное положение ствола в конкретных горно-геологических условиях устанавливается расчетами.

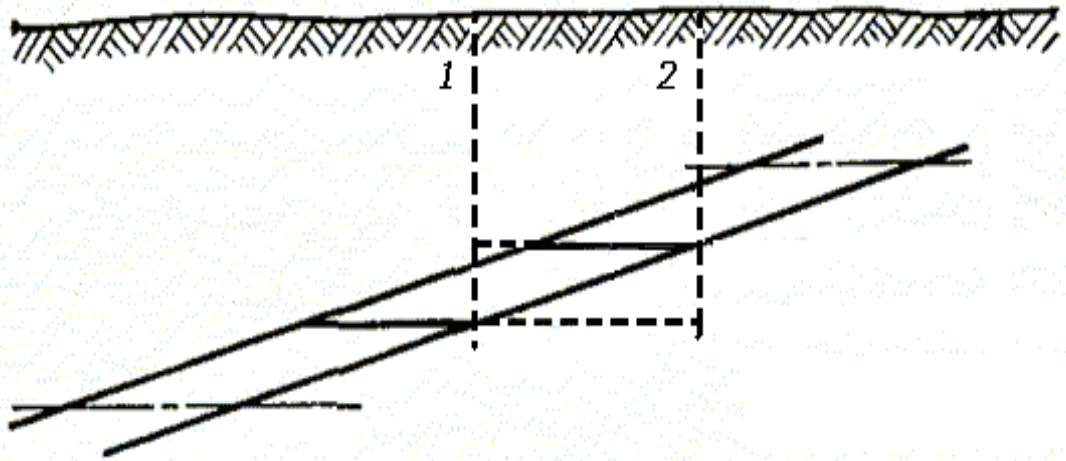


Рис. 10.3. Расположение главного ствола вкрест простирания пород внутри свиты пологих пластов

На выбор места заложения ствола оказывает влияние и привязка околоствольного двора к квершлагу: стволы должны быть пройдены таким образом, чтобы выработки околоствольного двора располагались в устойчивых, крепких породах.

При вскрытии свиты крутонаклонных и крутых пластов главный ствол (рис. 10.4) можно заложить в висячем боку свиты (положение I), где-то между крайними пластами (положение II), и, наконец, в лежачем боку свиты (положение III).

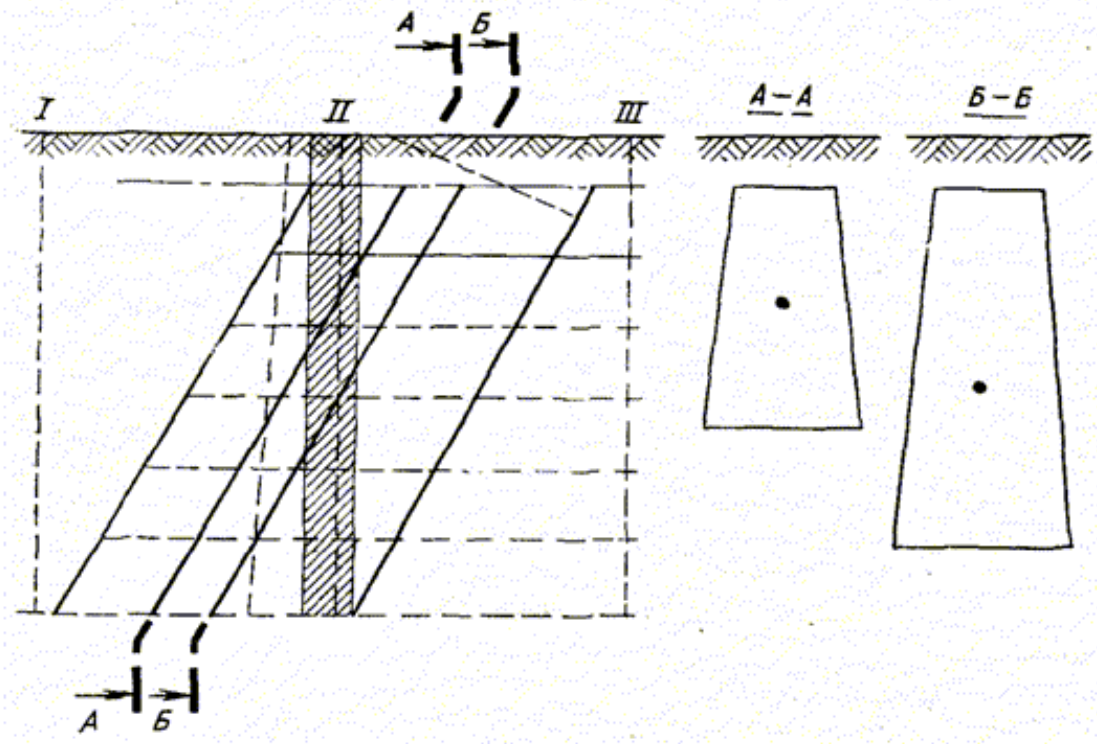


Рис. 10.4. Расположение главного ствола вкрест простирания пород при вскрытии крутонаклонных и крутых пластов

Первый из этих вариантов отпадает, так как даже при отработке запасов первых этажей и оставлении охранных целиков больших размеров стволы могут попасть в зону влияния очистных работ и получают опасные деформации.

Внутри свиты стволы могут быть заложены в пределах заштрихованной области. При этом суммарная длина квершлаггов и объем работы транспорта по ним будут наименьшими. Однако и в этом случае для предотвращения деформаций стволов и квершлаггов под влиянием очистных работ необходимо оставление охранных целиков значительных размеров.

При расположении стволов в лежащем боку необходимы более длинные этажные квершлагги, в результате чего затраты на их проведение и на транспортирование угля по ним получаются больше, чем при расположении стволов внутри свиты. Однако при таком расположении стволов отсутствуют потери полезного ископаемого в предохранительных целиках, а сами стволы не подвергаются деформациям под влиянием очистных работ. Поэтому при вскрытии крутонаклонных и крутых, особенно мощных пластов, когда потери полезного ископаемого в предохранительных целиках могут достигнуть больших размеров, а влияние подработки сказывается особенно сильно, стволы рекомендуется закладывать в лежащем боку свиты.

Расположение вспомогательного ствола. Шахта должна иметь не менее двух отдельных выходов на поверхность (ПБ). Поэтому кроме главного сооружают один или несколько вспомогательных стволов. По отношению к главному вспомогательный ствол может иметь центральное, центрально-отнесенное, фланговое и комбинированное расположение.

При центральном расположении (рис. 10.5, а) оба ствола шахты размещены в центре шахтного поля. Расстояние между их осями принимают равным около 70 м.

При центрально - отнесённом расположении (рис. 10.5, б) вспомогательный ствол пройден у верхней границы шахтного поля, его используют главным образом для отвода исходящей струи воздуха из шахты на поверхность.

При фланговом расположении (рис. 10.5, в) главный ствол сооружен в центре шахтного поля, а вспомогательные — на флангах у верхней границы. Стволы выполняют те же функции, что и при центрально-отнесённом расположении.

При комбинированном расположении (рис. 10.5, г) в центре шахтного поля имеются два (реже три) ствола. Кроме того, у верхней границы шахтного поля в центре, на флангах, на каждую панель или группу панелей сооружают дополнительно вентиляционные стволы или шурфы. Центральные стволы выполняют все транспортные функции и служат для подачи свежего воздуха в шахту (кроме ствола, оборудованного скиповым подъемом). Вентиляционные стволы используют для отвода исходящей струи воздуха из шахты.

Центрально - отнесённое и фланговое расположение имеют тот недостаток, что вспомогательные стволы невозможно использовать для спуска-подъема и компактно расположить технические здания на поверхности. Положительным является возможность применения рациональной прямоточной схемы проветривания выработок в бремсберговой части шахтного поля.

Достоинства центрального расположения стволов:

- компактность размещения технологического комплекса поверхности;
- наличие общего предохранительного целика полезного ископаемого для охраны стволов и технологического комплекса от вредного влияния очистных работ;
- возможность быстрого соединения стволов выработкой на горизонте околоствольного двора, что обеспечивает нормальные условия для проветривания забоев проводимых выработок и позволяет расширить фронт работ в период дальнейшего строительства шахты.

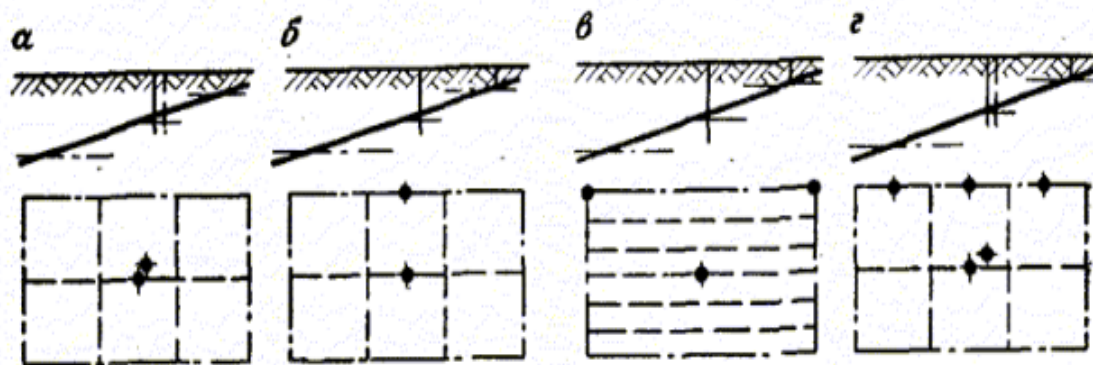


Рис. 10.5. Взаимное расположение главного и вспомогательного стволов в пределах шахтного поля: *а* — центральное; *б* — центрально-отнесенное; *в* — фланговое; *г* — комбинированное

Однако при центральном расположении двух стволов не обеспечивается условие для надежного и безопасного проветривания выработок при разработке пологих, весьма газоносных пластов и пластов, склонных к внезапным выбросам или суфлярным выделениям метана.

Поэтому при строительстве современных крупных шахт, при разработке пологих пластов применяют комбинированное расположение стволов, которое сочетает в себе преимущества центрального, центрально-отнесенного или флангового их расположения.

11. Схемы и способы подготовки шахтного поля

Панельная подготовка.

Подготовка панелей осуществляется следующим образом. От квершлага проходится главный откаточный штрек 1 (рис. 11.1), около которого в средней части панели сооружают нижнюю приемно-отправительную площадку, обеспечивающую прием и отправку грузов, идущих от очистных забоев к стволам и обратно.

От приемно-отправительной площадки вверх по восстанию пласта проводят комплекс наклонных выработок: бремсберг и два ходка. Расстояние между бремсбергом и ходками составляет 25—30 м. Один из ходков используется для вспомогательного грузового транспорта и оборудуется одноконцевым канатным подъемом. Ходок со всеми штреками соединяют заездами, которые упрощают маневровые операции при передаче вагонеток с одной выработки на другую. Ходок заканчивается камерой для установки лебедки.

Другой ходок используется для спуска и подъема людей в специальных вагонетках, канатно-кресельной дорогой и др.; он также заканчивается камерой. В нижней и верхней частях ходка оборудуют посадочные площадки — уширения.

Камеры ходков соединяются друг с другом короткими сбойками, которые служат вторыми запасными выходами и для обособленного их проветривания. На вентиляционном горизонте также сооружается верхняя приемная площадка, включающая заезды, обходные выработки и пр. Рядом с камерами сооружаются вентиляционный шурф или вентиляционный квершлаг, соединяющий вентиляционные штреки нескольких пластов.

Подготовка ярусов панели осуществляется следующим образом. От ходков в обе стороны проходят ярусные штреки: конвейерный и вентиляционный. У границ панели штреки соединяют разрезными печами (монтажными камерами) для сборки механизированных комплексов. Ярусы отрабатываются обратным ходом — забои лав перемещаются от границ панели в сторону наклонных выработок.

В местах пересечения наклонных выработок с ярусными конвейерными штреками сооружаются так называемые промежуточные приемно-отправительные площадки. Каждая приемная площадка имеет обычно обходные выработки, которые используются для передвижения с одного крыла панели на другое, а также для вентиляции, выполняя роль воздушных мостов — кроссингов.

По мере отработки первого яруса подготавливается второй, затем третий ярус и т. д.

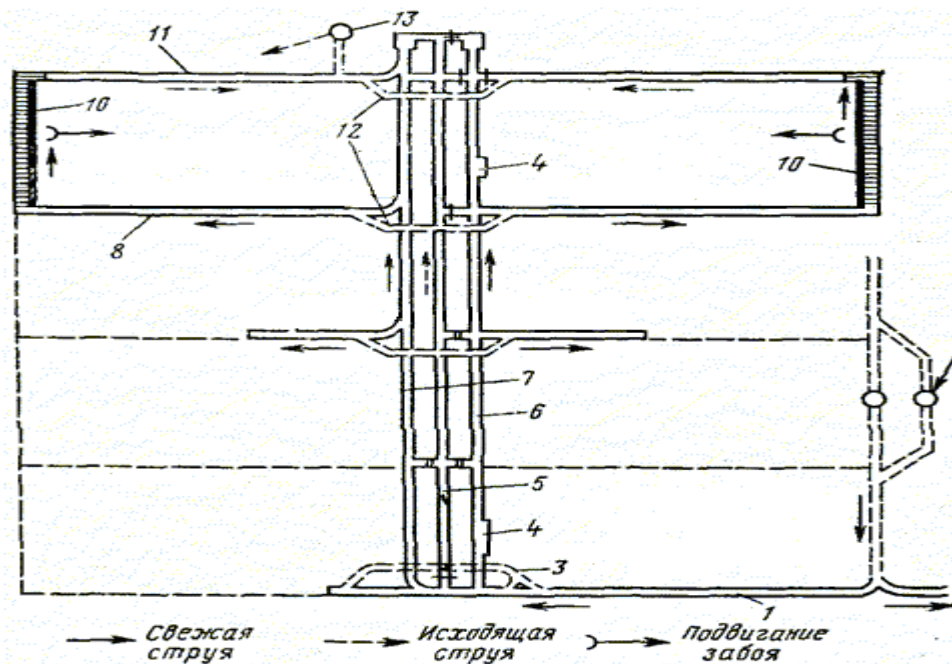


Рисунок 11.1. Схема подготовки бремсберговой панели (проекция на плоскость пласта): 1 — откаточный штрек; 3 — нижняя приемно-отправительная площадка; 4 — посадочная площадка; 5 — бремсберг; 6 — людской ходок; 7 — грузовой ходок; 8 — конвейерный ярусный штрек; 10 — разрезная печь; 11 — вентиляционный штрек; 12 — приемно-отправительные площадки (промежуточная и верхняя); 13 — шурф

По мере отработки запасов в бремсберговой части шахтного поля готовят к отработке первую уклонную часть, расположенную у границы шахтного поля, затем вторую и т. д.

Подготовку уклонной панели осуществляют следующим образом (рисунок 11.2). Около главного откаточного и вентиляционного штреков, где предполагается проведение уклона, оборудуют верхнюю приемно-отправительную площадку или для этого приспособляют нижнюю площадку бремсберга уже отработанной панели.

От главного штрека вниз по падению проводят уклон и два ходка до отметки откаточного горизонта первого яруса. От ходков в обе стороны, как и в бремсберговой панели, проводят ярусные штреки: конвейерный, вспомогательный (транспортный) и вентиляционный. Между вентиляционным штреком первого яруса и главным откаточным штреком оставляют целик угля размером 30—40 м.

На границе каждого яруса около наклонных выработок сооружают так называемые нижние приемно-отправительные площадки. Вентиляционный горизонт также оборудуют упрощенной площадкой для вспомогательного транспорта.

По мере отработки запасов первого яруса уклон и ходки углубляют до откаточного горизонта второго, где вновь проводят ярусные штреки, и так до нижней границы панели.

Проветривание горных выработок в бремсберговых панелях проветриваются по центрально-отнесенной, т. е. возвратноточной схеме. Воздух через вспомогательный ствол, выработки околоствольного двора и квершлаг выходит на главный откаточный штрек и разделяется на крылья шахтного поля. По штрекам воздух доходит до панельных ходков и по ним поднимается до ярусных конвейерных штреков. Бремсберг в вентиляционном отношении желательно делать нейтральным или использовать для отвода исходящей струи. Как правило, следует избегать подачи свежего воздуха по основным конвейерным выработкам, чтобы не сдувалась угольная пыль с конвейерной ленты при перегрузке угля с конвейера на конвейер.

По ярусным конвейерным штрекам воздух доходит до лавы, поднимается затем вверх и поступает в вентиляционный ярусный штрек, по которому направляется в вентиляционный шурф (ствол или квершлаг), оборудованный вентилятором. Часть воздуха по ходку уходит вверх для проветривания камер, что необходимо не только для удаления метана, но и для снижения температуры воздуха, который усиленно нагревается от электродвигателей лебедок.

Исходящая струя воздуха от проветривания подготовительных забоев ярусных штреков поднимается вверх по бремсбергу и уходит в шурф.

Проветривание горных выработок в уклонных панелях осуществляется по следующей схеме: с главного штрека свежий воздух по ходку проходит вниз до ярусных штреков, поступает по ним в оба крыла панели и далее в очистные забои, а затем по вентиляционным ярусным штрекам выходит на уклон и людской ходок. Дальнейший путь исходящей струи воздуха может быть двояким. Из крайних уклонных панелей, когда расстояние до центрального вентиляционного ствола более 2,5—3 км, воздух может быть выведен на поверхность по ходку отработанной бремсберговой панели и шурфу (см. рисунок 11.1). Однако поддержание длинных вентиляционных сбоек, находящихся в целиках ограниченных размеров, обходится дорого. Поэтому при отработке запасов уклонной панели, расположенной близко от центральных стволов, исходящая струя воздуха выводится в вентиляционный главный штрек, затем в главный ствол и через него на поверхность (см. рисунок 11.2). Исходящая струя воздуха от проветривания забоев ярусных штреков поднимается вверх по панельному уклону.

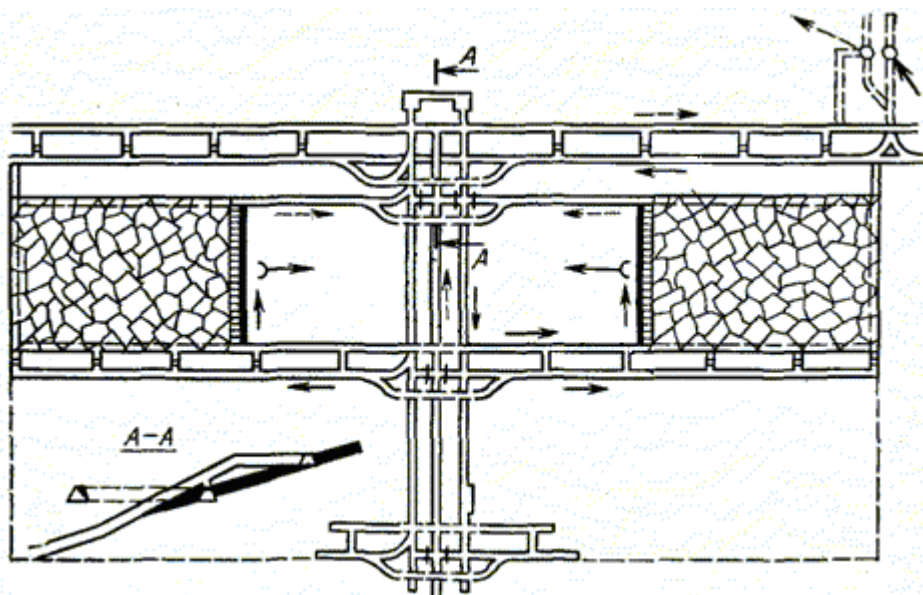


Рисунок 11.2. Подготовка и отработки уклонной панели

Транспортирование угля в пределах панели осуществляется с применением полной конвейеризации: из очистного забоя (см. рисунок 9.6), по конвейерному штреку до бремсберга (или уклона), а по нему в главный откаточный штрек. По штреку уголь в вагонетках грузоподъемностью 3 т и более доставляется электровозами в околоствольный двор. По главному стволу уголь на поверхность поднимается преимущественно в скипах — металлических сосудах, автоматически загружающихся в околоствольном дворе и автоматически разгружающихся на поверхности.

Скиповым подъемом оборудуется тот ствол, по которому выдается на поверхность исходящая струя воздуха. В этом случае облако пыли, образующееся в нижней части ствола при загрузке скипов углем из бункера, подхватывается исходящей струей воздуха и выносится на поверхность.

Особенностью отработки уклонной панели по сравнению с бремсберговой является необходимость организации участкового водоотлива. Для этой цели около каждой промежуточной приемно-отправительной площадки проводится комплекс выработок, состоящий из камеры насосных установок, водосборников, ходков. Вода по трубам откачивается в главный штрек, затем поступает в центральный водосборник и на поверхность.

Панельный способ деления шахтного поля на части по сравнению с этажным имеет следующие преимущества:

- позволяет увеличить нагрузку на пласт;
- обеспечивает применения поточного конвейерного транспорта от очистного забоя до главного откаточного штрека;
- позволяет обрабатывать ярусы от границ панели к наклонной выработке.

Недостатки панельного способа — необходимость проведения большего числа наклонных выработок, чем при этажном способе, и

увеличение объема работы подземного транспорта по штрекам примерно на 20—30 % за счет «перепробега» грузов (угля) по штрекам

Панельный способ подготовки применяют при разработке:

- пластов при углах падения до 18° , когда можно осуществить полную конвейеризацию транспорта;
- одного или ограниченного числа пластов, когда необходимо обеспечить большую мощность шахты;
- нарушенных месторождений, когда участки между нарушениями являются своего рода панелями;
- при длине шахтного поля по простиранию более 6 км.

Этажная подготовка.

Подготовка горизонта при его делении на этажи производится следующим образом. От капитального квершлага (см. рисунок 11.3) проводят откаточный штрек и сооружают нижнюю приемно-отправительную площадку. От нее по восстанию пласта проводят капитальный бремсберг с двумя параллельными ходками. Поскольку ходки используются для вспомогательного транспорта, они заканчиваются камерами для лебедок.

От капитального бремсберга в обе стороны проводят этажные откаточные и вентиляционные штреки. В зависимости от направления отработки этажей в шахтном поле разрезные печи проводят от капитальных ходков на расстоянии 40—50 м при прямом порядке отработки этажа или у границы шахтного поля — при обратном. Если этаж делится на выемочные поля, то до сдачи шахты в эксплуатацию готовят первые выемочные поля. Для этого этажные штреки проводят на длину 800—1000 м, а для обслуживания верхних лав сооружают промежуточные бремсберги, ходки и штреки. Разрезные печи при изображенном на рисунке 11.4, расположении выработок проведены около капитальных ходков. В местах пересечения наклонных выработок со штреками оборудуют приемно-отправительные площадки. Подготовка вентиляционного горизонта производится по одной из ранее описанных схем.

К моменту окончания очистных работ в пределах первого выемочного поля должно быть подготовлено второе выемочное поле и т. д. После отработки запасов первого этажа очистные работы переходят на второй этаж, для чего вновь проводят весь комплекс выработок, кроме вентиляционного штрека. В качестве вентиляционного используют бывший откаточный штрек.

При отработке запасов последнего этажа в бремсберговой части шахтного поля заблаговременно подготавливают первый этаж уклонной ступени, для чего проводят на длину этажа капитальный уклон и два ходка. Дальнейшая подготовка этажа осуществляется по ранее описанной схеме.

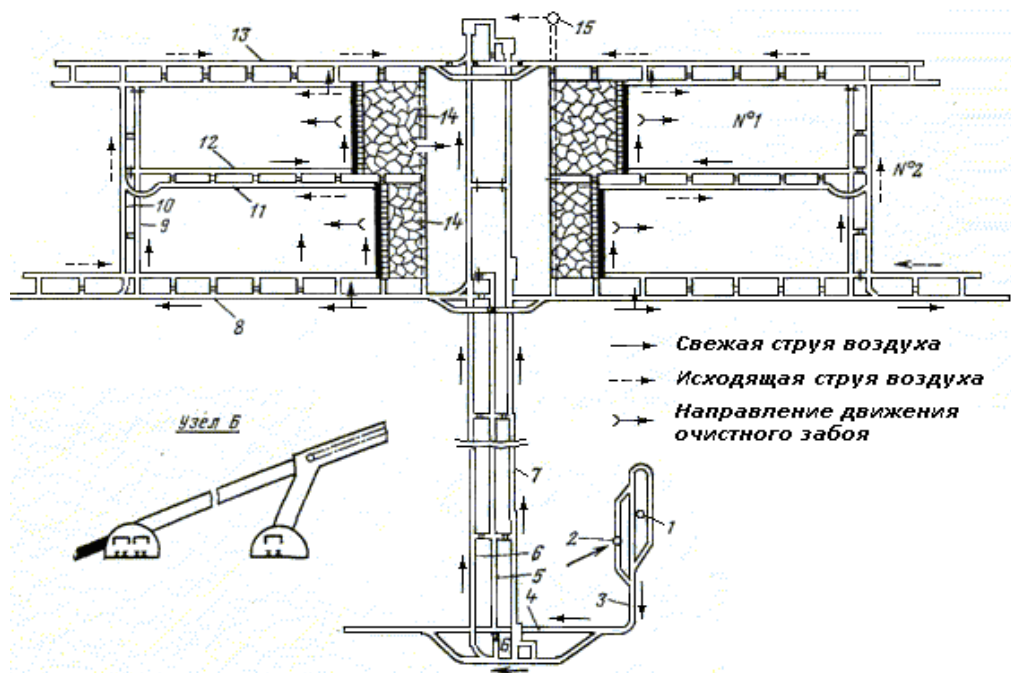


Рисунок 11.3. Схема подготовки бремсбергового горизонта при этапной подготовке шахтного поля:

1, 2—стволы; 3—квершлаг; 4—откаточный штрек; 5—бремсберг; 6,7—ходки; 8—этажный откаточный штрек; 9—промежуточный передний бремсберг; 10—ходок; 11—вентиляционный штрек; 12—транспортный штрек; 13—этажный вентиляционный штрек; 14—разрезные печи; 15—вентиляционный шурф

Проветривание выработок. По стволу свежая струя воздуха поступает в околоствольный двор, затем через участок квершлага выходит в главный откаточный штрек, в ходок и по нему доходит до этажного откаточного штрека. Здесь воздух разделяется на три потока, два из них поступают в крыльях шахтного поля, а третий поднимается вверх для проветривания камер.

Струя воздуха, поступившая на откаточный штрек, разделяется на три части: первая уходит через вентиляционную сбойку в нижнюю лаву, вторая - через промежуточный бремсберг и промежуточный штрек поступает в верхнюю лаву, а третья - используется для проветривания забоев откаточного штрека. Исходящая струя из нижней лавы через промежуточный вентиляционный штрек и ходок, а из верхней — непосредственно поступает в этажный вентиляционный штрек.

Транспортирование полезного ископаемого на поверхность осуществляется следующим образом. Добытый в нижних очистных забоях уголь поступает непосредственно в этажный откаточный штрек, а из верхних лав доставляется с помощью конвейеров, установленных в промежуточных штреке и бремсберге. По этажным штрекам уголь электровозами в вагонетках или конвейерами транспортируется к капитальному бремсбергу, а по нему ленточным конвейером спускается в главный штрек, где или вновь

грузится в вагонетки или конвейером через квершлаг и выработки околоствольного двора доставляется к скиповому стволу.

Этажный способ подготовки применяют на наклонных, крутонаклонных и крутых пластах. На пологих пластах с углами падения до $18\text{--}20^\circ$ он (этажный способ) рекомендуется при вскрытии шахтных полей наклонными стволами, проходимыми по падению пласта или пород лежащего бока.

При вскрытии вертикальными стволами применяется:

- когда мощность шахты может быть обеспечена работой ограниченного числа лав (до четырех);
- на шахтных полях с ограниченными размерами по простиранию (до 4 км);
- при разработке сильно газоносных пластов, особенно пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа или суфлярному выделению метана.

Погоризонтная подготовка.

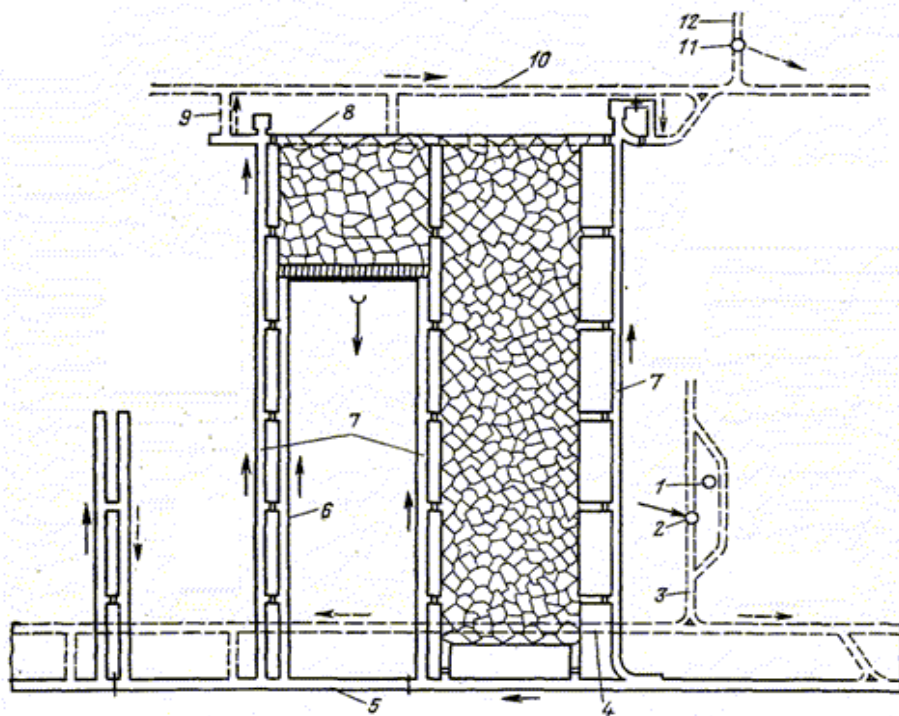


Рисунок 11.4. Схема подготовки выемочных столбов по восстанию пласта при погоризонтной подготовке шахтного поля:

1,2 — стволы; 3 — квершлаг; 4 — полевой штрек; 5 — пластовый штрек; 6 — конвейерный бремсберг; 7 — вентиляционные ходки; 8 — разрезная печь; 9 — квершлаг; 10 — полевой вентиляционный штрек; 11 — воздухоподающий ствол; 12 — вентиляционный квершлаг.

Погоризонтная подготовка осуществляется следующим образом. От пластового штрека проводят конвейерные бремсберги и вентиляционные ходки, которые с двух сторон оконтуривают столб (рисунок 11.4). Ходки и бремсберги проводят комплектами: для первого столба три, а для последующих два, если нарезают одиночные столбы. Расстояние между наклонными выработками определяется длиной лавы.

Выемочные наклонные выработки проводят до верхней границы шахтного поля, где их соединяют с главным вентиляционным штреком короткими квершлагами, а между собой — разрезными печами. Таким образом, очистной забой перемещается вниз по падению пласта.

Схема проветривания выработок показана стрелками на рисунке 11.4. Характерной ее особенностью является прямоточность струи воздуха по выработкам выемочного столба и обособленное проветривание источников выделения метана, т.е. забоев подготовительных выработок, очистного забоя и конвейерных бремсбергов, где метан выделяется из отбитого угля, находящегося на ленте конвейера.

Транспортирование угля из лавы производится конвейерами по выемочным бремсбергам на основной горизонт и далее в вагонетках электровозами по главному штреку к квершлагу и стволу.

Погоризонтный способ подготовки применяют:

- на пластах с углами падения до 12° , когда выемочный столб отрабатывают по падению, и до 10° , если выемка запасов происходит по восстанию пласта;
- при любой газоносности пластов;
- при сложной гипсометрии пласта благодаря возможности параллельного проведения оконтуривающих выработок;
- при наличии непереходимых геологических нарушений с расположением их по падению пласта, между которыми и размещаются выемочные столбы.

Применение погоризонтного способа подготовки обусловлено расширением объема применения механизированных комплексов, для которых необходимо иметь стабильную длину лавы, а также увеличением природной газоносности пластов из-за перехода горных работ на большую глубину.

Достоинства погоризонтного способа подготовки:

- снижаются капитальные затраты на подготовку новых горизонтов;
- обеспечиваются условия для более производительной работы механизированных комплексов и роста нагрузки на лаву;
- упрощается схема подземного транспорта и схема проветривания.

Недостатки погоризонтного способа связаны с дополнительными трудностями, обусловленными проведением и эксплуатацией длинных наклонных выработок.

Для сравнительной оценки и правильного выбора способа подготовки шахтного поля необходимо учитывать конкретные горно-геологические и горнотехнические условия.

Последовательность отработки отдельных частей шахтного поля.

Этажи в шахтном поле могут отрабатываться как сверху-вниз, так и снизу-вверх, т. е. в нисходящем или восходящем порядке. На практике в основном применяют нисходящий порядок, что обусловлено его технико-экономическими преимуществами.

При обработке бремсберговой части шахтного поля бремсберг и ходки при нем поддерживают в массиве угля. Поддерживать же в выработанном пространстве в пределах отработанных этажей приходится только ту часть, по которой не производится транспортирование груза. Кроме того, в этом случае создаются более благоприятные условия для поддержания откаточных штреков, так как ниже их располагается нетронутый массив угля.

Этажи в уклонном поле обрабатываются только в нисходящем порядке. Восходящий порядок неприемлем, так как при этом уклон с ходками пришлось бы проводить сразу на всю проектную длину, ухудшились бы условия поддержания откаточных штреков, метан из выработанного пространства нижних этажей поступал бы через откаточные штреки в действующие выработки.

Приведенные выше соображения в полной мере относятся и к последовательности обработки ярусов в панелях.

Панели в шахтном поле также обрабатывают в определенном порядке. На пологих пластах панели I и II в бремсберговом поле следует обрабатывать последовательно в направлении от центра шахтного поля к границам его, т. е. прямым ходом (рисунке 11.5), а уклонные панели III и IV — в обратном направлении. В этом случае в период строительства шахты вводятся в эксплуатацию ближайшие к стволам панели, чем обеспечивается сокращение сроков строительства и первоначальных капитальных затрат. Обработка же уклонных панелей возможна без дополнительных затрат, так как к концу обработки бремсберговых панелей главный откаточный штрек будет уже проведен до границ шахтного поля. Кроме того, к началу обработки уклонных панелей пласт будет разведан.

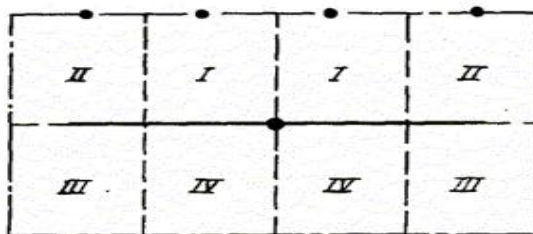


Рисунок 11.5. Последовательность обработки (I—IV) панелей в шахтном поле

При погоризонтной подготовке выемочные столбы бремсберговой части обрабатываются последовательно от центра шахтного поля к его границам.

Обработка выемочных столбов в уклонной части производится в той же последовательности, что и в бремсберговой.

Порядок обработки этажей и ярусов.

Порядок обработки пласта в пределах этажа в направлении от главного ствола или другой вскрывающей выработки к границам шахтного поля называют обработкой этажа прямым ходом (рисунок 11.6, а).

Порядок отработки пласта в пределах этажа в направлении от границ шахтного поля к главному стволу или к другой вскрывающей выработке называют отработкой этажа обратным ходом (рисунок 11.6, б).

При отработке пласта в пределах этажа прямым ходом для ведения очистных работ достаточно провести откаточные и вентиляционные штреки всего лишь на несколько десятков метров от капитальной вскрывающей выработки и соединить их разрезными печами.

При отработке пласта в пределах этажа обратным ходом до начала очистных работ необходимо откаточные и вентиляционные штреки провести до границы шахтного поля. Это увеличивает первоначальные капитальные затраты и удлиняет срок строительства, однако создает благоприятные условия для поддержания штреков, поскольку они находятся в массиве угля.

Расчетно-проектное сравнение показывает, что обрабатывать этаж обратным ходом целесообразно при мощности пласта более 0,7—0,8 м, размерах крыла шахтного поля по простиранию меньше 2 км и небольшом выделении метана. Во всех остальных случаях рекомендуют прямой порядок отработки этажей, особенно при фланговом проветривании, когда исходящая струя воздуха поступает в стволы, расположенные у границ шахтного поля; при залегании пласта в породах, склонных к пучению; на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, а также при подготовке пластов полевыми штреками.

Важнейшим и неперенным условием перехода к отработке этажей обратным ходом являются высокие темпы проведения подготовительных выработок (до 300 м в месяц).

Приведенные соображения в полной мере относятся и к порядку отработки ярусов. Поскольку длина крыльев панелей и выемочных полей обычно не превышает 2 км, следует считать целесообразным обратный порядок их отработки.

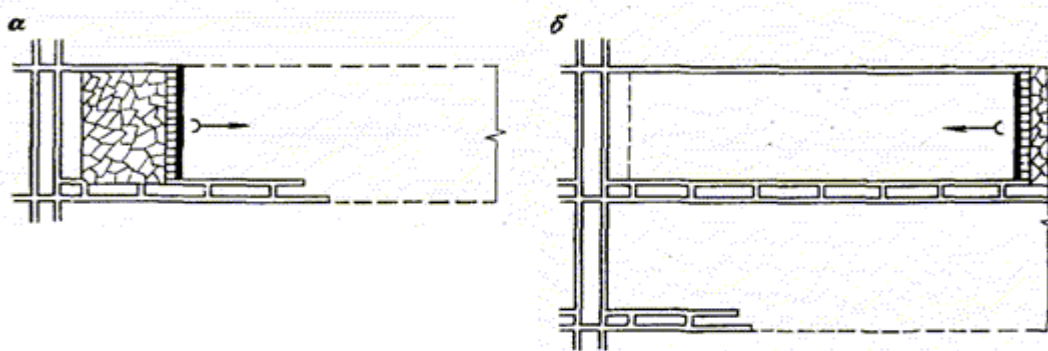


Рисунок 11.6 Порядок отработки этажей:
а — прямым ходом; б — обратным ходом

При погоризонтной подготовке шахтного поля выемочные столбы также можно обрабатывать по падению или восстанию пласта. В этом случае на направление отработки выемочного столба оказывают влияние такие факторы, как: угол падения, обводненность, естественная газоносность пласта, отжим угля. Так, при высокой водообильности пласта отработка

должна производиться по восстанию с тем, чтобы вода стекала в выработанное пространство, а не скапливалась у забоя лавы. При высокой газоносности пласта необходимо, чтобы схема проветривания выработок была прямоточной, т. е. исходящая струя воздуха, обогащенная метаном, двигалась вверх. При значительном отжиме угля и мощности пласта более 1,5 м при углах падения свыше 8-10° отработка полос по восстанию становится опасной.

Число одновременно отрабатываемых пластов в свите.

Пласты в свите могут отрабатываться одновременно или последовательно. Одновременная отработка большого числа пластов вызывает значительную разбросанность горных работ, приводит к малой нагрузке на пласт и транспортные выработки. Последовательная отработка пластов в свите по одному обеспечивает высокую концентрацию горных работ. При решении вопроса о числе одновременно отрабатываемых пластов необходимо учитывать их сближенность, марки и качество углей, склонность отдельных пластов к внезапным выбросам угля и газа и пр. Так, например, если в шахтном поле залегают пласты с коксующимися и энергетическими углями, с разным содержанием золы, серы и фосфора, то при последовательной отработке пластов шахта не сможет поставлять потребителю уголь нужного качества в течение длительного срока.

После отработки более мощного пласта с благоприятными горно-геологическими условиями и перехода на отработку маломощных пластов шахта обычно весьма заметно снижает добычу, уменьшается производительность труда рабочих, повышается себестоимость 1 т угля.

При современном уровне механизации очистных работ и нагрузки на забой в зависимости от мощности пластов, запланированной добычи шахты, принятого способа подготовки шахтного поля и пр., к одновременной отработке можно принимать 1-2 пологих пласта.

Очередность отработки пластов в свите.

При отработке пластов происходит сдвигание расположенного над ними массива пород. Это сдвигание носит характер беспорядочного обрушения, если породы залегают непосредственно над пластом, или прогиба с разрывом и без разрыва сплошности, если они находятся на значительном расстоянии от пласта.

Независимо от того, какой пласт в свите вынимается первым, его отработка оказывает влияние на остальные. В некоторых случаях это влияние можно не учитывать и отработку вести в любой очередности. Такие пласты в свите считаются независимыми. Пласты, для рациональной отработки которых необходимо учитывать их совместное залегание, называют сближенными.

Пласты свиты могут отрабатываться в нисходящем, восходящем или смешанном порядке.

При нисходящем порядке выемка пластов начинается с верхнего. При этом происходит надработка нижнего пласта, которая проявляется в увеличении горного давления на крепь подготовительных выработок.

Влияние надработки сказывается на сравнительно ограниченную глубину (рисунок 11.7, а).

При восходящем порядке первым вынимается нижний пласт. При этом происходит подработка верхнего пласта, влияние которой сказывается при любом расстоянии между пластами, причем степень этого влияния зависит от мощности нижнего пласта, мощности и физико-механических свойств пород между пластами, угла падения пластов, длины очистного забоя и пр. (рисунок 11.7, б).

При смешанном порядке первым отрабатывается один из средних пластов в свите (рисунок 11.7, в).

Отработка сближенных пластов, как правило, должна производиться в нисходящем порядке. При выемке в восходящем порядке деформации вышележащего пласта и пород, в отдельных случаях могут быть настолько существенны, что отработка подработанных пластов становится невозможной. Однако в некоторых условиях применение восходящего порядка выемки является необходимым:

- если вышележащий пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа или весьма газоносен, первоочередная выемка неопасного нижележащего пласта позволяет предотвратить выбросы и уменьшить газовыделение в выработки;
- подработка пласта, склонного к горным ударам, уменьшает или вообще устраняет опасность возникновения горных ударов;
- подработка обводненного пласта способствует его осушению, если расстояние между пластами не превышает 30—40-кратной мощности нижнего пласта;
- подработка пластов снижает прочность крепких углей.

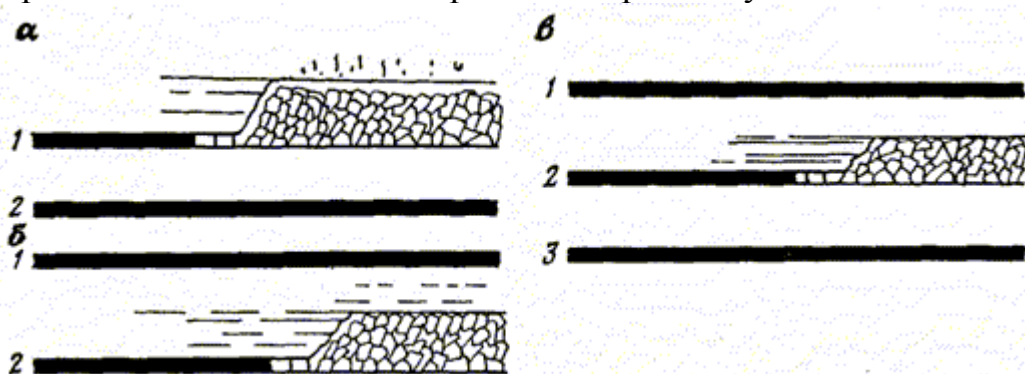


Рисунок 11.7 Порядок отработки пластов в свите:
а — нисходящий; б — восходящий; в — смешанный;
1, 2, 3 — угольные пласты

Подготовка пластов.

Различают пластовую, полевую, и смешанную, индивидуальную и групповую подготовку пластов.

При пластовой подготовке все выработки, включая и основные, проводят и поддерживают по пластам полезного ископаемого. При полевой подготовке основные выработки (главные и этажные штреки, бремсберги,

уклоны) проводят по пустым породам на некотором расстоянии от пласта, а вспомогательные— по пласту. Таким образом, термин «полевая подготовка» является несколько условным, поскольку в подавляющем большинстве случаев одновременно с проведением полевой выработки параллельно ей проходится и пластовая подготовительная выработка. Встречается и смешанная подготовка, когда в пределах какой-то части шахтного поля (например, панели) наклонные выработки проводятся полевыми, а ярусные штреки — пластовыми.

Для соединения полевой с параллельными пластовыми выработками дополнительно проводят по породе, на некотором расстоянии друг от друга, квершлагги, гезенки, скаты .

Полевая подготовка находит широкое применение при разработке мощных пластов угля, особенно склонного к самовозгоранию, т. е. способного окисляться при низких температурах с последующим переходом к горению. Она позволяет снизить потери угля, так как при этом не требуется оставления целиков для охраны пластовой выработки. Целесообразность полевой подготовки обосновывается в каждом конкретном случае технико-экономическими расчетами или требованиями безопасности.

При индивидуальной подготовке в каждом пласте проводят все горные выработки, необходимые для выемки его запасов в пределах шахтного поля или его части. При этом выработки с длительным сроком службы могут проводиться как пластовыми, так и полевыми.

При групповой подготовке все или часть основных выработок с длительным сроком службы проводят и поддерживают общими для всех отрабатываемых пластов свиты или только отдельной их группы (части). В зависимости от назначения групповые выработки могут быть транспортными или вентиляционными.

12. Горное давление в горизонтальных выработках

Горное давление - это напряжения, возникающие в массиве горных пород, вблизи стенок выработок, скважин, в целиках, на поверхностях контакта порода — крепь в результате действия главным образом гравитационных сил, а также тектонических сил и изменения температуры верхних слоев земной коры.

Наиболее общей формой проявления горного давления является деформирование горных пород, которое приводит к потере ими устойчивости, формированию нагрузки на крепь, динамическим явлениям (горным ударам, внезапным выбросам). Поэтому при проведении горных выработок предварительно рассчитывают горное давление для определения прочности несущих элементов подземных сооружений (стенок выработок, целиков и крепей) и выбора способов управления горным давлением.

Расчет горного давления производят с целью определения нагрузок на крепь и расчета ее прочностных размеров. При расчете горного давления

учитывают *три возможных режима* взаимодействия крепи и породного массива:

- режим заданной нагрузки (крепь не влияет на величину нагрузки);
- режим совместного деформирования массива и крепи;
- режим заданной деформации (величина нагрузки определяется по деформации, без учета сопротивления крепи).

Поскольку большинство разведочных выработок проводится на относительно небольшой глубине ($H \leq 600$ м) в скальных породах с $f \geq 6$, то для расчета нагрузок на крепь воспользуемся методами, которые базируются на сводообразовании, т.е. будем применять режим заданной нагрузки, когда крепь не препятствует сводообразованию. Под сводообразованием понимают вывалы пород со стороны кровли с образованием полости, которую, с некоторым приближением, можно уподобить своду. Различают свод обрушения (видимая полость) и свод естественного равновесия - воображаемый свод параболического очертания над кровлей выработки, на границах которого действуют в основном только сжимающие напряжения, что способствует его устойчивости. Своды обрушения и естественного равновесия могут совпадать по контуру, если породы кровли, например, сложены слабосцементированным песчаником.

Нагрузка (горное давление) на крепь Q , если она определяется по теоретическим или эмпирическим формулам, принимается в качестве нормативной. В этом случае расчетная нагрузка Q_p определяется путем умножения нормативной нагрузки на коэффициент перегрузки n_p по формуле $Q_p = Q n_p$ (где $n_p = 1,2$ для горизонтальных выработок и $n_p = 1,5$ для камер).

С целью разделения метода расчета по заданной нагрузке введем градацию устойчивости пород по коэффициенту запаса прочности n на контуре выработки:

Кровля и бока устойчивы ($n \geq 4$);

Кровля и бока относительно устойчивы ($1 < n < 4$);

Кровля и бока устойчивы ($n > 4$).

Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивой кровле и различных формах поперечного сечения выработок:

a — трапециевидной; b — прямоугольно-сводчатой

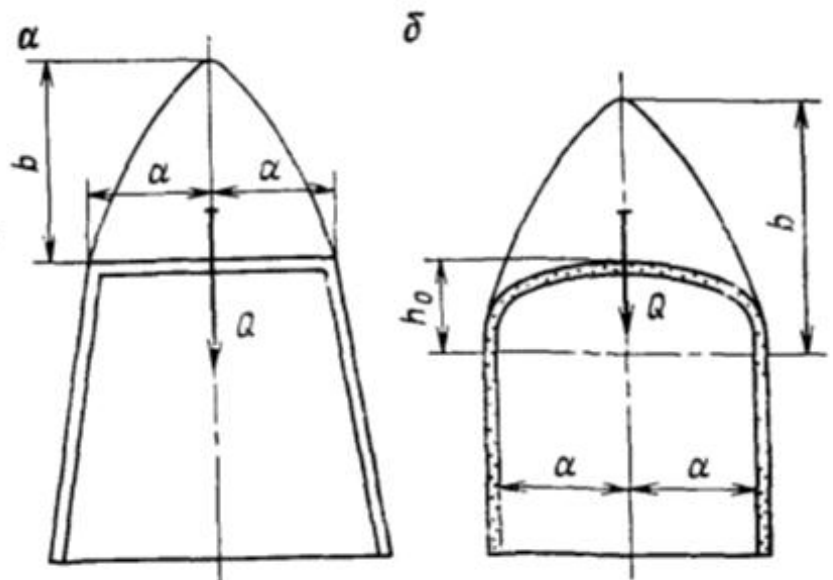


Рисунок 12.1. Расчет нагрузки со стороны кровли.

Если кровля неустойчива ($n_K \leq 1; R_p \leq \sigma_{\min}$), а бока устойчивы ($n_b \geq 4; R_{сж} > \sigma_{\max}$), то в кровле образуется свод обрушения (равновесия). Породы, отделившиеся от свода, будут оказывать давление на крепь (рис. 12.1). Крепь будет нести полную нагрузку со стороны свода. Со стороны боков нагрузка будет отсутствовать (породы в боках устойчивы). Для определения нагрузки на крепь со стороны свода пользуются расчетным методом М. М. Протодяконова. Высота свода обрушения $b = a / \operatorname{tg}(\varphi)$, где a — полупролет выработки по кровле, м; φ — угол внутреннего трения пород.

При трапециевидной форме сечения выработки нагрузка на единицу ее длины со стороны кровли:

$$Q = 4a^2\gamma / (3\operatorname{tg}\varphi) \quad (12.1)$$

где γ — удельный вес пород, Н/м³ ($\gamma = \rho g$, здесь ρ — плотность, кг/м³).

Интенсивность максимального нормативного давления со стороны кровли:

$$g = b\gamma \quad (12.2)$$

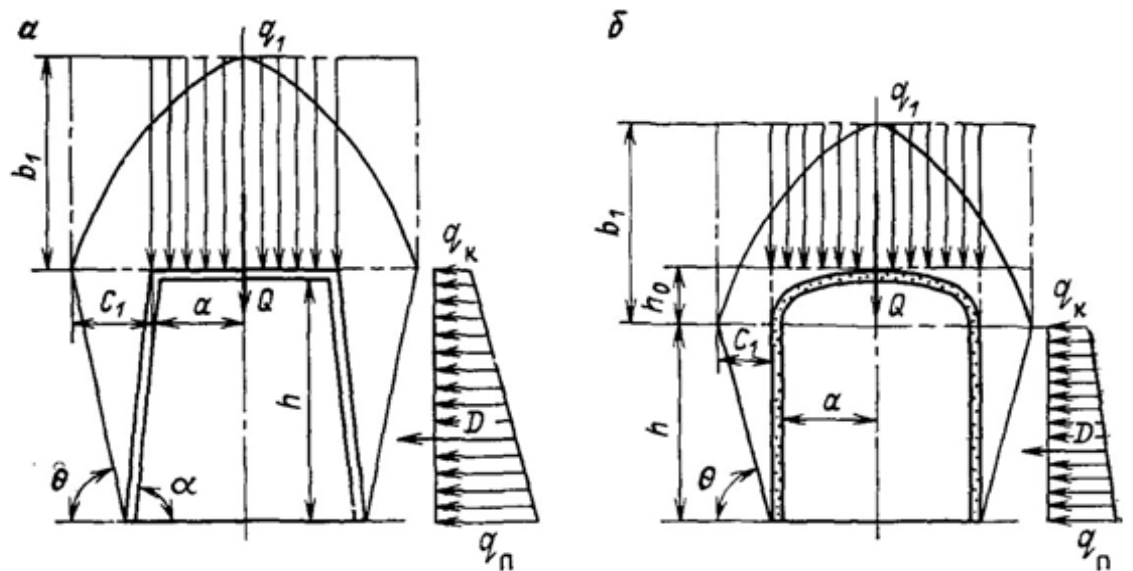
При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки нагрузку на единицу длины выработки определяют по формуле:

$$Q = \frac{4}{3}a\left(\frac{a}{\operatorname{tg}\varphi} - h_0\right)\gamma \quad (12.3)$$

где h_0 — высота искусственного свода выработки по проекту.

Интенсивность давления в этом случае:

$$q_H = (b - h_0)\gamma \quad (12.4)$$



Схемы к расчету нагрузки на крепь при неустойчивых кровле и боках и различных формах поперечного сечения выработок:
 а — трапециевидной; б — прямоугольно-сводчатой

Рисунок 12.2. Схемы к расчёту нагрузки на крепь при неустойчивых кровле и боках и различных формах поперечного сечения выработок

Когда кровля и бока неустойчивы, т.е. соблюдаются условия $R_p \leq \sigma_{\min}; R_{сж} \leq \sigma_{\max}$, то в кровле образуется свод обрушения, а в боках - призма сползания и отделившаяся порода начинает оказывать давление на крепь как указано на рисунке выше. За счет призм сползания полупролет выработки по кровле увеличивается на величину $C_1 = hctg\theta$, где θ - угол сползания породных призм, $\theta = \arctg(45^\circ + \frac{\varphi}{2})$; h-высота выработки (рис. 12.2 а) или высота вертикальной стенки (рис. 12.2 б).

При трапециевидной форме сечения выработки и угле наклона боков а давление со стороны кровли на единицу длины выработки :

$$Q = 2ab_1\gamma \quad (12.5)$$

где

$$b_1 = (a + hctg\alpha + hctg\theta)/tg\varphi \quad (12.6)$$

При прямоугольно-сводчатой форме сечения выработки:

$$Q = 2a(b_1 - h_0)\gamma \quad (12.7)$$

где

$$b_1 = \frac{a+hctg\theta}{tg\varphi}. \quad (12.8)$$

- высота свода обрушения.

Принимаем $hctg\theta = C_1$

Интенсивность давления со стороны кровли (рис. а):

$$q_H = b_1\gamma_1 \quad (12.9)$$

при прямоугольно-сводчатой форме:

$$q_1 = (b_1 - h_0)\gamma \quad (12.10)$$

Боковое давление пород при трапециевидной форме сечения выработки:

$$D = 0,5(q_k + q_n)h \quad (12.11)$$

где $q_k = b_1 \gamma \lambda_2$ - интенсивность бокового давления у кровли;
 $q_n = (b_1 + h) \gamma \lambda_2$ - интенсивность бокового давления у почвы;
 λ_2 - коэффициент бокового распора для сыпучей среды;

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right). \quad (12.12)$$

Интенсивность бокового давления при прямоугольно-сводчатой форме выработки рассчитывается аналогично.

13. Охрана горных выработок

Под охраной горных выработок следует понимать комплекс дополнительных специальных мероприятий, направленных на повышение устойчивости породных обнажений, улучшение условий работы постоянной крепи и обеспечивающих безопасные и экономичные условия эксплуатации выработки в течение срока ее службы.

Проявления горного давления в выработках обусловлены влиянием большого числа естественно-геологических и производственных факторов. Однако устойчивость породных обнажений выработки и прилегающих к ней горных пород зависит, главным образом, от физико-механических (в первую очередь от механических) свойств пород и действующих в них напряжений, обусловленных массой вышележащих пород, тектоническими процессами и ведением горных работ. Поэтому все способы охраны направлены на изменение показателей этих двух групп факторов или на использование наиболее благоприятного их сочетания.

Способы охраны могут быть подразделены на четыре группы:

- 1) использование благоприятных горно-геологических и горно-технических условий;
- 2) укрепление пород;
- 3) разгрузка породного массива;
- 4) комбинированные способы.

Склонность соляных пород к деформации ползучести значительно усложняет охрану выработок, рассчитанных на длительный срок службы. В результате исследований установлено, что смещение контуров выработок, пройденных по соляным породам, с течением времени не прекращается. Переход рудников на более глубокие горизонты влечёт за собой интенсификацию проявления ползучести соляных пород. На характер деформирования выработок, кроме глубины и времени эксплуатации, существенное влияние оказывают условия залегания соляных пород, их физико-механические свойства, минералогический состав и структура. Наибольшей устойчивостью отличаются каменная соль, сильвинит. Эти породы даже на глубине 600м склонны к пластическим деформациям без нарушения сплошности. А такие породы как карналит пластичные на

глубине до 300м, а с увеличением глубины становятся хрупкими. Весьма неустойчивы соленосные глины и пески. Наиболее интенсивно смещения контура выработок проявляются со стороны кровли и почвы, особенно при наличии глинистых прослоев. Для сохранения выработок в пригодном для эксплуатации состоянии применяют различные меры охраны, позволяющие в какой-то степени снизить напряжения в породном массиве в пределах контура выработки и тем самым уменьшить величины смещения контура выработки.

Под охраной горной выработки на соляном месторождении понимают совокупность мероприятий, направленных на повышение устойчивости выработки путем более полного использования прочности и несущей способности вмещающих пород и на снижение концентраций напряжений в породах вокруг неё, а также неблагоприятных проявлений горного давления.

На Старобинском месторождении калийных солей широкое применение нашли два способа охраны горизонтальных выработок:

- 1) способ охраны компенсационными щелями (полостями);
- 2) способ охраны разгружающими выработками.

При способе охраны компенсационными щелями последние устраивают по контуру выработки. В первую очередь щели прорезаются в кровле и вслед за тем (при необходимости) в боках и в почве. В выработках, подлежащих креплению анкерами, щель проводится *после возведения крепи*. Глубина щели $h_{щ}$ определяется по формуле: $h_{щ} = 0,25 \cdot b \pm 0,2$ м, где b - ширина выработки. Щели, прорезаемые в кровле по оси выработки, располагают вертикально, а прорезанные на участках перехода плоской кровли в криволинейную часть - под углом 75 - 80°. Смещение вертикальной щели в кровле от оси выработки допускается не более 0,5 м.

Щели в кровле и боках заполняют податливым материалом. При глубине заложения выработки менее 800м и ширине 3.0-3.2м вертикальные щели допускается оставлять не заполненными. Деревянные брусья, используемые в качестве заполнителя, устанавливают в щелях 1,0-1,5м. Время между прорезкой щели и ее заполнением не должны превышать одних суток. Компенсационная полость (большая щель) проводится шириной 0,4—0,8м (на уровне контура кровли) и высотой 0,4 - 0,6м. В выработке с полостью возводятся верхняки из спецпрофиля, металлических стержней, полос либо стального каната, притягиваемые к кровле анкерами. Разгружающие выработки проводятся с целью перераспределения гравитационных и тектонических напряжений вокруг охраняемой выработки, подверженной сильному горному давлению. Разгружающую выработку проводят раньше охраняемой и в непосредственной близости так, чтобы целик между ними находился в условиях двухосного или одноосного сжатия. Этому условию соответствует целик с отношением высоты к ширине более 1. Оставляемый целик между разгружающей и охраняемой выработками, должен быть шириной 2,0-2,8 м. Превышение кровли в разгружающей выработке относительно охраняемой должно быть не менее 0,8м. Механизм воздействия разгружающей выработки на охраняемую заключается в

снижении сил бокового распора на нижние слои кровли, благодаря увеличению податливости опоры и созданию возможности продольного смещения слоёв в сторону разгружающей выработки.

14. Горное давление в вертикальных выработках

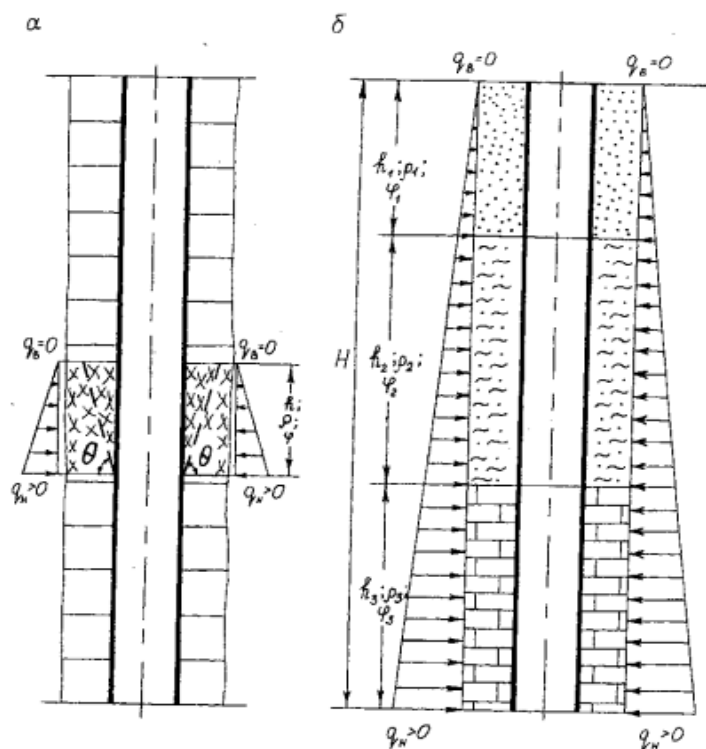


Рисунок 14.1 Горное давление в вертикальных выработках
 а - породы устойчивы, за исключением определенного участка; б - породы неустойчивы на всем протяжении.

Вертикальные выработки могут пересекать разнородные по своим механическим свойствам породы: от водоносных или сыпучих песков до весьма крепких. Крезь вертикальных выработок не должна иметь нарушений, что обеспечивается необходимым запасом ее прочности. Среди известных методов расчета величины горного давления на крепь вертикальных выработок наибольшее практическое применение нашли методы, основанные на теории расчета подпорных стен (методы строительной механики), и эмпирические методы, основанные на шахтных и лабораторных экспериментах.

Для каждого месторождения имеются свои эмпирические методы расчета устойчивости пород и нагрузок на крепь для вертикальных выработок в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

Рассмотрим метод расчета величины горного давления, основанный на теории расчета подпорных стен (метод П.М. Цимбаревича).

Давление в верхней части разрушенного слоя породы $q_b = 0$, если вышележащий слой породы устойчив.

Максимальное давление будет наблюдаться в нижней части этого слоя:

$$q_H = \rho * g * h * \operatorname{tg}2\left(\frac{90-\varphi}{2}\right), \text{ Па} \quad (14.1)$$

где h - мощность неустойчивого слоя или разрушенных слоев, м.

При пересечении вертикальной выработки различных по своим физико-механическим свойствам пород (рис.б) давление определяется по формуле:

$$q_H = \rho_{\text{ср}} * H * g * \operatorname{tg}2\left(\frac{90-\varphi_{\text{ср}}}{2}\right), \text{ Па} \quad (14.2)$$

где

$$\rho_{\text{ср}} = \frac{h_1 \rho_1 + h_2 \rho_2 + \dots + h_n \rho_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n} \quad (14.3)$$

$\rho_{\text{ср}}$ – средневзвешенное значение плотности пород, кг/м³;

$$\varphi_{\text{ср}} = \frac{h_1 \varphi_1 + h_2 \varphi_2 + \dots + h_n \varphi_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n} \quad (14.4)$$

$\varphi_{\text{ср}}$ – средневзвешенное значение угла внутреннего трения пород, градус;

$H = h_1 + h_2 + \dots + h_n$ - общая мощность разрушенных слоев породы, м.

Также расчет горного давления в вертикальных выработках может производиться по методике, изложенной в Строительных нормах и правилах (СНиП 11-94—80). По ней определяются нагрузки на крепь стволов шахт, шурфов и восстающих в различных горно-геологических условиях. В настоящем разделе излагается расчет нагрузок на крепь вертикальных выработок вне водоносных горизонтов. Расчет ведут в изложенной ниже последовательности:

1. Определяют критерий устойчивости пород C по формуле:

$$C = \frac{R_{\text{сб}} * H_p}{26.3 + R_a * R_{\text{сж}} * (5.25 + 0.0056 * R_a * R_{\text{сж}})} \quad (14.5)$$

где $R_{\text{сб}}$ - коэффициент воздействия на вертикальную выработку других выработок (для протяженных участков $R_{\text{сб}} = 1$, для сопряжений выработок $R_{\text{сб}} = 1,5$); H_p - расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($H_p = H * R$, здесь $R = 1,5$ для районов, подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $R = 1$); $R_{\text{сж}}$ - прочность массива на сжатие, МПа; R_a - коэффициент влияния угла залегания пород, для горизонтально залегающих пород $R_a = 1$, в остальных случаях:

$$R_a = \frac{1}{1 + 0.5 \sin \alpha} \quad (14.6)$$

где α - угол залегания пород, градус.

2. По критерию устойчивости C оценивают состояние устойчивости пород и принимают категорию устойчивости (1-4).

Таблица 14.1 – Оценка состояния устойчивости пород по критерию С

С	До 3	3-6	6-10	Больше 10
Состояние устойчивости пород	Устойчивые	Среднеустойчивые	Неустойчивые	Очень Неустойчивые
Категория устойчивости пород	1	2	3	4

3. Определяют нормативное горизонтальное (радиальное) давление пород P_H (кПа) на крепь по формулам:

$$\text{при } C \leq 6 \quad P_H = 10[(2C - 1) + \Delta];$$

$$\text{при } 10 \geq C > 6 \quad P_H = 10[(3C - 7) + \Delta];$$

где С - критерий устойчивости, рассчитываемый по формуле; Δ – параметр, учитывающий технологию проходческих работ; при последовательной и параллельной технологических схемах $\Delta = 0$; при совмещенной схеме проходки при $C \leq 6$ $\Delta = 2$ и при $10 \geq C > 6$ $\Delta = 3$.

4. Рассчитывают радиальное давление пород по формуле:

$$P_{\Pi} = n * m_y * n_n * P_H [1 + 0.1 * (r_0 - 3)] \quad (14.7)$$

где n - коэффициент перегрузки, равный 1,3; m_y – коэффициент условий работы крепи ($m_y = 0,5$ для набрызгбетонной крепи, $m_y = 0,75$ для сборной крепи, $m_y = 0,8$ для монолитной бетонной крепи); r_0 – радиус (или приведенный радиус выработки в свету, м; n_n – коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок; значения его приведены ниже.

Таблица 14.2 – Значения коэффициента приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок

Угол залегания пород, град.	До 10	10-35	Больше 35
При последовательной и параллельной схемах проходки	2	2,5	2,75
При совмещенной схеме проходки	1,75	2	2,25

Геологоразведочные шурфы проходят часто в наносных малосвязанных песчано-глинистых отложениях. В этом случае расчетное горизонтальное (радиальное) давление на крепь следует определять по формуле:

$$P_{\Pi} = \frac{n * R * \gamma * r_0 * \operatorname{tg}(45^\circ - \frac{\varphi}{2})}{\psi - 1} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r_0 + H * \operatorname{tg}(45^\circ - \frac{\varphi}{2})} \right)^{\psi - 1} \right] \quad (14.8)$$

где n - коэффициент перегрузки, равный 1,3; R - коэффициент, принимаемый равным 1,7, если нет проемов в крепи; ψ - безразмерный коэффициент, определяемый из выражения:

$$\psi = 2 * \operatorname{tg}\varphi * \operatorname{tg}(45^\circ + \frac{\varphi}{2}) \quad (14.9)$$

15. Применение способа замораживания при проведении СТВОЛОВ

Вертикальные горные выработки пересекают обычно разнородные грунтовые напластования, в том числе слабые неустойчивые и обводненные грунты. Поэтому при проходке стволов используют разные способы и часто применяют специальный способ работ - замораживание грунтов.

Искусственное замораживание горных пород применяют в неустойчивых водоносных породах мощностью свыше 10 м или в тех же породах с естественным гидростатическим напором более 20 м (при меньших мощностях и напорах проходка стволов способом замораживания допускается при соответствующем экономическом обосновании); в водоносных устойчивых и скальных породах с притоком воды более 20 м³/ч в тех случаях, когда другие специальные способы не гарантируют успешной проходки стволов.

Искусственное замораживание горных пород основано на замерзании воды или рассолов, содержащихся в порах или трещинах, при отрицательных температурах.

Способ искусственного замораживания пород (рис. 15.1) состоит в следующем. Вокруг намеченного к проходке ствола бурят скважины на всю глубину пород, подлежащих замораживанию, с заглублением в водоупорные породы на 3—5 м и более, и в них опускают замораживающие колонки, по которым непрерывно циркулирует хладоноситель, охлажденный на поверхности в испарителе замораживающей станции. Тепло от горных пород переходит к хладоносителю за счет разности температур, а породы, замораживаясь вокруг колонок, образуют ледопородные цилиндры (ЛПЦ), которые затем смыкаются в кольцевое ледопородное ограждение (ЛПО), противостоящее горному давлению и гидростатическому напору воды.

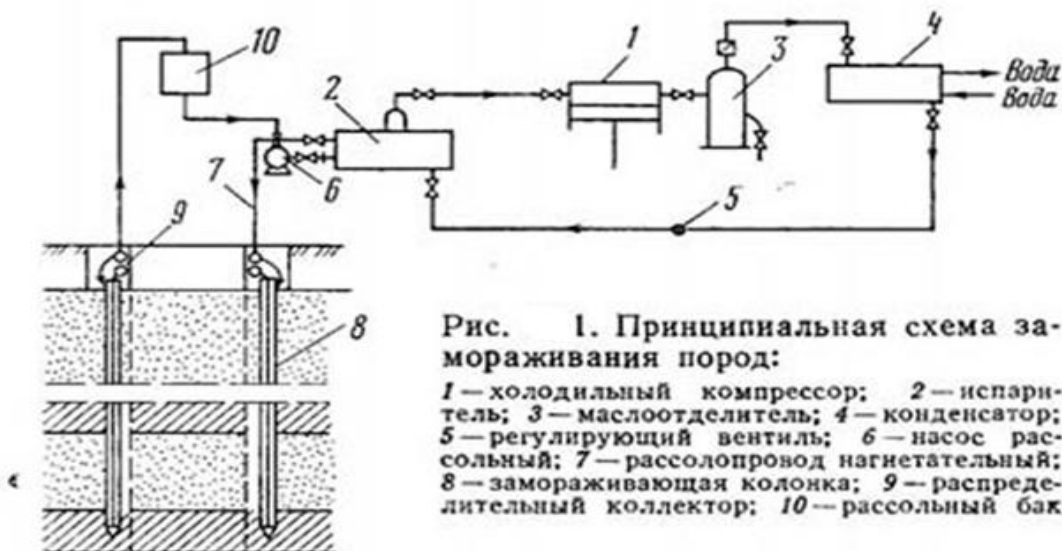


Рис. 1. Принципиальная схема замораживания пород:

1—холодильный компрессор; 2—испаритель; 3—маслоотделитель; 4—конденсатор; 5—регулирующий вентиль; 6—насос рассольный; 7—рассолопровод нагнетательный; 8—замораживающая колонка; 9—распределительный коллектор; 10—рассольный бак

Рисунок 15.1 – Принципиальная схема замораживания:

1- холодильный компрессор; 2 – испаритель; 3 – маслоотделитель; 4- конденсатор; 5 – регулирующий вентиль; 6 – насос рассольный; 7 – рассолопровод нагнетательный; 8 – замораживающая колонка; 9 – распределительный коллектор; 10 – рассольный бак.

Для наблюдения за процессом замораживания бурят контрольные скважины; гидрогеологические (не менее двух, одна внутри, другая за пределами замораживающего контура) для наблюдения за колебаниями грунтовых вод и термометрические, оборудованные термометрами для измерения температуры грунта. Термические скважины располагают между замораживающими колонками и внешней границей ледопородного ограждения в количестве не менее 10% от общего числа замораживающих скважин.

Диаметр гидрогеологических и термометрических скважин принимают равным 75–100 мм. Производительность холодильной установки определяется теплотехническим расчетом. Для этого определяют объем грунта и объем воды, подлежащих замораживанию отдельно для каждого пласта. Методика расчета приведена в специальных технических указаниях.

Питающие трубы замораживающих колонок подключают к распределительному рассолопроводу (1) (рис. 15.2), отводящие трубы (2) подключаются к коллектору. Распределительный рассолопровод и коллектор размещаются в галерее (3). Обычно для рассолопровода принимают трубы диаметром 150–250 мм, прокладываемые в траншеях, глубина которых назначается больше глубины промерзания грунта. Трубы укладывают на деревянные подкладки и закрывают теплоизоляционным материалом, после чего траншею засыпают грунтом. Оборудование замораживающей станции монтируют в соответствии с заводскими инструкциями.

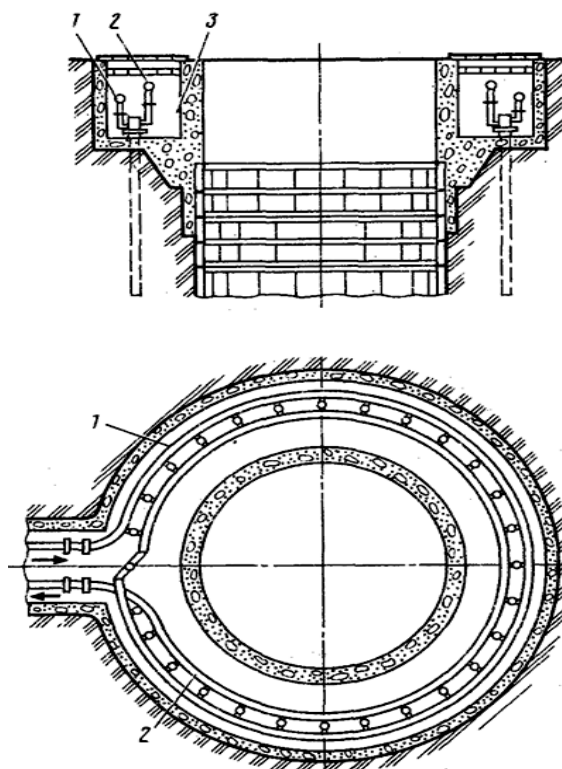


Рис. 15.2 – Галерея для распределителя и коллектора

Способ проходки шахтных стволов с предварительным замораживанием горных пород включает в себя:

- бурение замораживающих и контрольных скважин;
- монтаж замораживающих колонок, замораживающей станции и рассольной сети, контрольно-измерительной аппаратуры на станции и в контрольных скважинах;
- образование ледопородного ограждения (активное замораживание);
- поддержание ЛПО в проектных параметрах в период проходки (пассивное замораживание);
- оттаивание замороженных пород;
- демонтаж замораживающей станции и рассольной сети;
- извлечение обсадных и замораживающих труб (где это возможно) и погашение скважин.

Технологические схемы замораживания.

Наиболее распространены следующие схемы замораживания:

- на всю глубину одновременно;
- ступенчатая;
- местная (из забоя ствола);
- зональная.

При строительстве стволов способом замораживания в зависимости от глубины и начальной температуры пород применяются следующие схемы замораживания: одноступенчатая, многоступенчатая, зональная, локальная. В первую очередь и в короткие сроки требуется заморозить верхние пласты обводненных пород и начать проходку, ствола с условием, что нижние

пласты пород будут заморожены за время проходки верхнего участка ствола. Одноступенчатая схема замораживания применяется при мощности обводненных пород не более 100-120 м, залегающих на небольшой глубине от поверхности при начальной температуре породы не выше 10 °С.

При **одноступенчатой** технологической схеме процесс замораживания осуществляется сразу на всю глубину водоносных неустойчивых пород. Для этого с поверхности земли бурятся скважины, монтируются замораживающие колонны (ЗК), которые оборудуются только питающей и отводящей трубами. При этом в зависимости от направления движения хладоносителя в колонке различают ПРЯМУЮ и ОБРАТНУЮ ЦИРКУЛЯЦИЮ (рис.15.3).

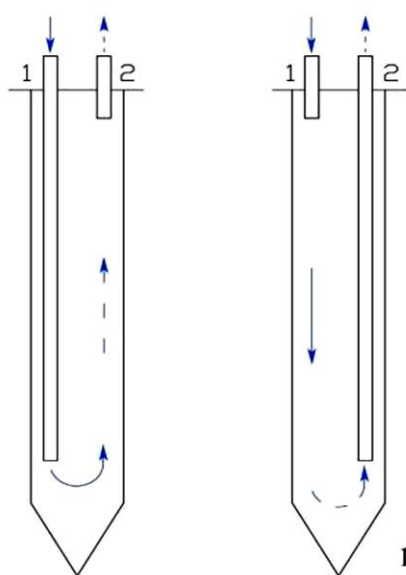
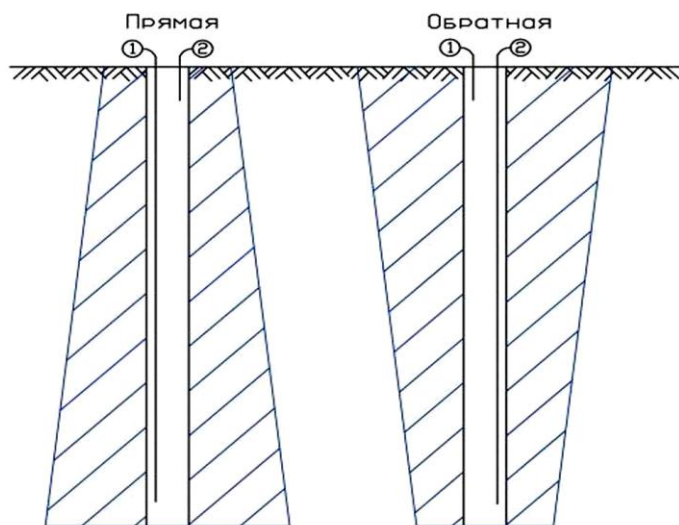


Рис. 15.3. Одноступенчатая схема замораживания



1 – питающая труба
2 – отводящая труба

Рис.15.4. Форма ЛПО при большой мощности пород и одноступенчатой схеме

Направление циркуляции хладоносителя в колонке зависит от расположения обводнённых пластов по глубине. Наиболее распространена **прямая циркуляция хладоносителя**, при которой хладоноситель по питающей трубе подаётся до дна ЗК и возвращается по межтрубному пространству к отводящему патрубку. Прямая циркуляция рекомендуется в том случае, когда на более глубоких горизонтах встречаются более сложные условия. Обычно породы, залегающие на большей глубине, имеют более высокое давление, естественную температуру, а иногда и более высокие скорости движения подземных вод.

При **обратной циркуляции хладоносителя** он подаётся в межтрубное пространство, опускается до дна ЗК и по отводящей трубе возвращается к её устью. Обратная циркуляция хладоносителя рекомендуется при необходимости, в первую очередь и в короткие сроки, заморозить верхние пласты обводнённых пород и начать проходку ствола с условием, что нижележащие пласты пород будут заморожены за время проходки верхнего

участка ствола.

Одноступенчатая схема замораживания применяется при мощности обводнённых пород не более 100-120 м, залегающих на небольшой глубине от поверхности при начальной температуре породы не выше 10°C. При больших глубинах замораживания из-за значительной разницы температур входящего и выходящего рассола применение одноступенчатой схемы приводит к замораживанию излишних объёмов породы (рис. 15.4). При этом значительно возрастают сроки и стоимость замораживания.

Многоступенчатая схема замораживания осуществляется последовательными во времени нисходящими заходками (ступенями) (рис.15.5). Для этого с поверхности земли на всю глубину неустойчивых водоносных пород бурятся замораживающие скважины, которые оборудуются замораживающими колоннами. В колонки опускают питающие и отводящие трубы до намеченных границ ступеней замораживания (рис.15.5). Границы ступеней приурочивают к водоупорным пластам. Замораживание в каждой ступени достигается за счёт интенсивной прямой циркуляции хладоносителя в пределах каждой ступени. При этом в вышерасположенных ступенях также происходит теплообмен, но в значительно меньшей степени, за счёт естественной конвекции.

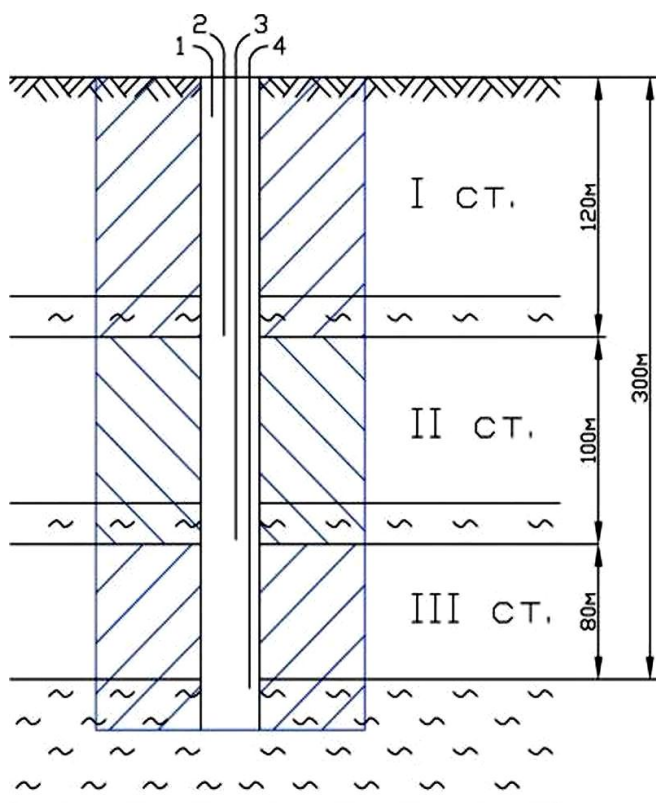


Рис.15.5. Конструкция замораживающей колонны при многоступенчатой схеме (рисуеться поэтапно).

При многоступенчатой схеме замораживания обычно применяется прямая циркуляция хладоносителя. В отдельных случаях в верхней ступени применяют обратную циркуляцию, а во всех последующих ступенях -

прямую.

Когда окончено замораживание пород 1-й ступени, то одновременно с началом замораживания пород 2-й ступени приступают к горнопроходческим работам в пределах 1-й ступени. Высоту одной ступени (заходки) принимают с таким расчётом, чтобы за время проходки и крепления в первой заходке было образовано ЛПО в нижележащей заходке. Время проходки ствола по этой схеме приблизительно будет равно времени замораживания.

Область применения многоступенчатой схемы замораживания:

- 1) мощность обводнённых пород более 100-120 м;
- 2) обводнённые пласты пород разделены водоупорами;
- 3) в верхней толще пород содержатся пресные, а в нижней - солёные воды;
- 4) начальная температура горных пород неравномерна по глубине и достигает 20-25°C.

Рациональная высота одной ступени - 80-120 м.

Зональная технологическая схема

Она применяется в тех случаях, когда водоносные породы залегают на значительной глубине от поверхности (более 150 м) и имеют мощность, не превышающую 100 м, а вышележащие покрывающие породы не подлежат замораживанию. В этом случае и технически, и экономически нецелесообразно замораживать породы, в которых можно горнопроходческие работы вести обычным способом. При зональной схеме замораживающие скважины бурят с поверхности, а процесс замораживания осуществляют (концентрируют) только в пределах водоносных пород. Для этого в замораживающих колонках выше кровли водоносных пород устанавливают специальные ограничители распространения холода (диафрагмы), которые ограничивают циркуляцию хладоносителя в колонке (рис.15.7). Такая конструкция колонок в значительной степени снижает тепловые потери в породах, не подлежащих замораживанию.

Известны следующие виды ограничителей распространения холода (рис.15.6):

- а) установка в замораживающую колонну металлической диафрагмы;
 - б) подача в устье замораживающей колонны сжатого воздуха, который соответствующим давлением отжимает рассол в кольцевом пространстве на заданную глубину;
 - в) вариант (б) дополняется трубой большего диаметра, по которой подаётся воздух и создаёт на нужной глубине воздушную подушку.
- От варианта (б) отличается большой точностью установки;
- г) водяная (ледяная) пробка выше рассола. Самый простой ограничитель.

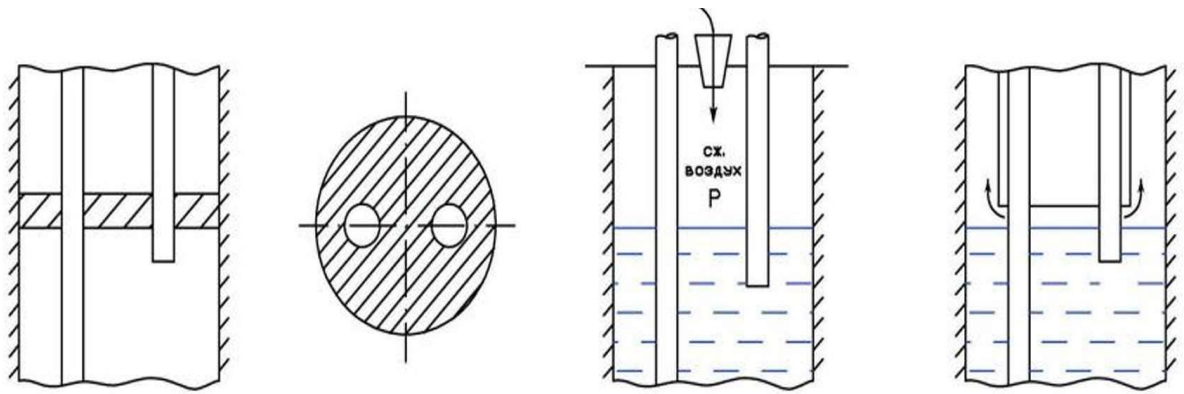


Рис.15.6. Ограничители холода в колонках зонального замораживания.

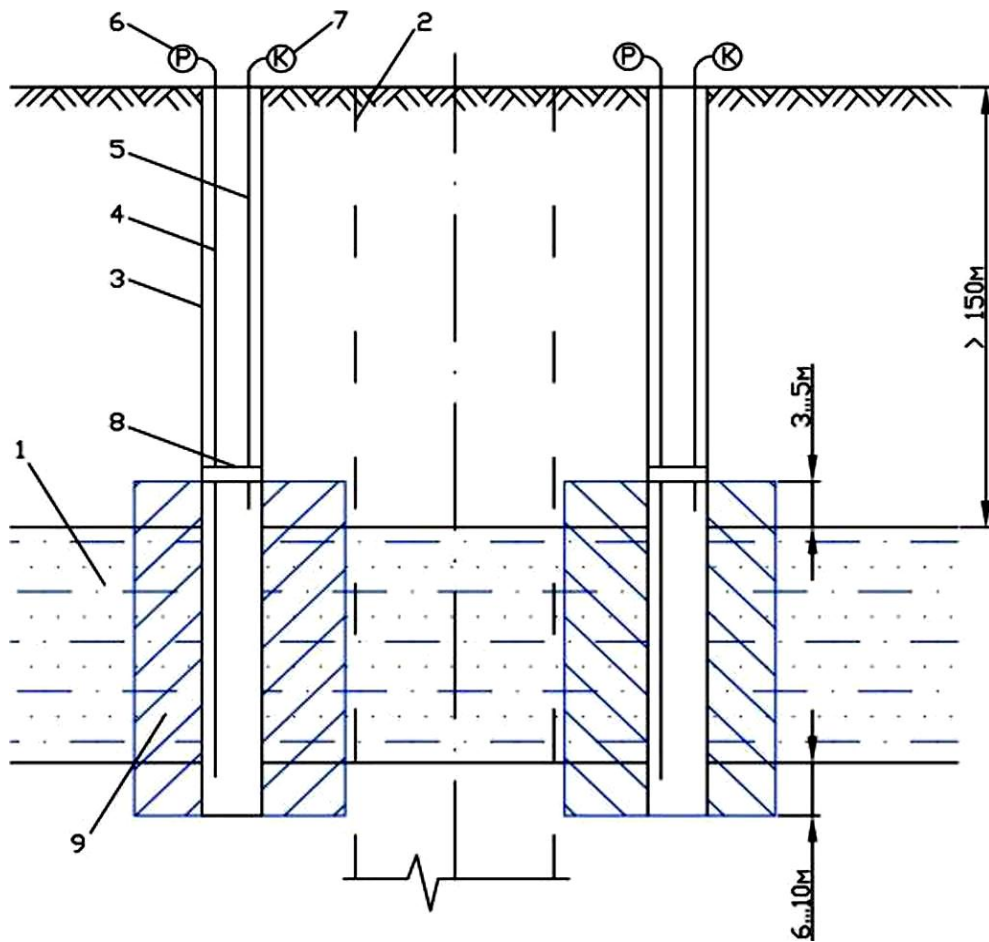


Рис.15.7. Зональная схема замораживания:

- 1- водоносные породы; 2 - контур ствола; 3 - ЗК; 4 – питающая труба; 5 - отводящая труба; 6 - распределитель; 7 - коллектор; 8 - ограничитель распространения холода; 9-ЛПО.

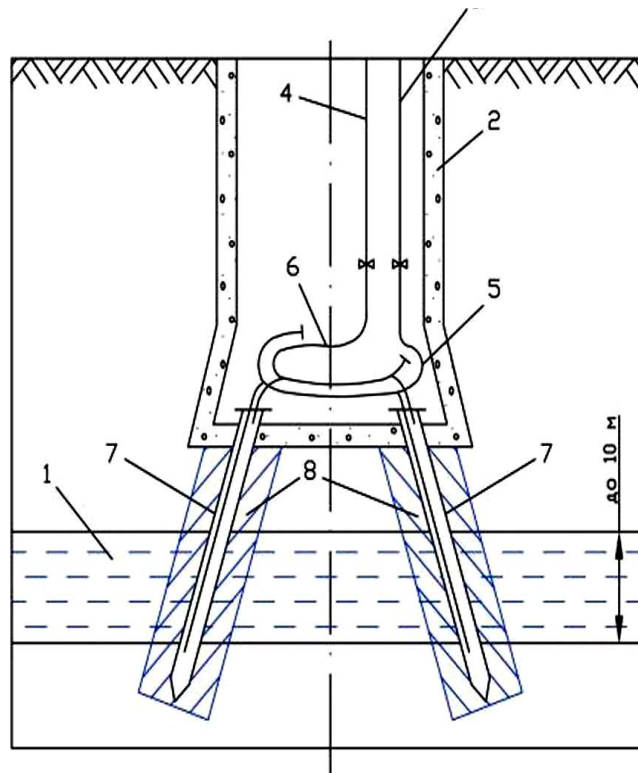


Рис. 15.8. Схема локального замораживания:

1 - неустойчивые водоносные породы; 2 - крепь ствола; 3,4 - прямой и обратный магистральные рассолопроводы, проложенные по стволу; 5,6 - кольцевые трубопроводы: распределитель и коллектор; 7 - ЗК с питающими и отводящими трубами; 8 - созданное ЛПО.

При *локальной* технологической схеме замораживающие скважины бурят из забоя выработки (ствола), а подачу хладоносителя к колонкам осуществляют по трубам от замораживающей скважины, расположенной на поверхности (рис.15.8). Локальную схему замораживания применяют при глубоком залегании водоносных горных пород и сравнительно малой их мощности (когда бурить замораживающие скважины с земной поверхности нецелесообразно) или же в случае неожиданного обнаружения пласта водоносных пород в процессе проходки ствола.

Если для конкретных условий подходит несколько схем, то выбор той или иной технологической схемы замораживания должен базироваться на предварительном сравнении технико-экономических показателей каждой схемы.

Определение числа замораживающих скважин и схемы их расположения.

Расположение замораживающих скважин в плане устанавливают с учетом очертания и размеров проектируемого сооружения, размеров строительной площадки и расположения существующих наземных и подземных сооружений. При глубинах замораживания от 50 до 100 м заглубление обычно составляет 3-4 м.

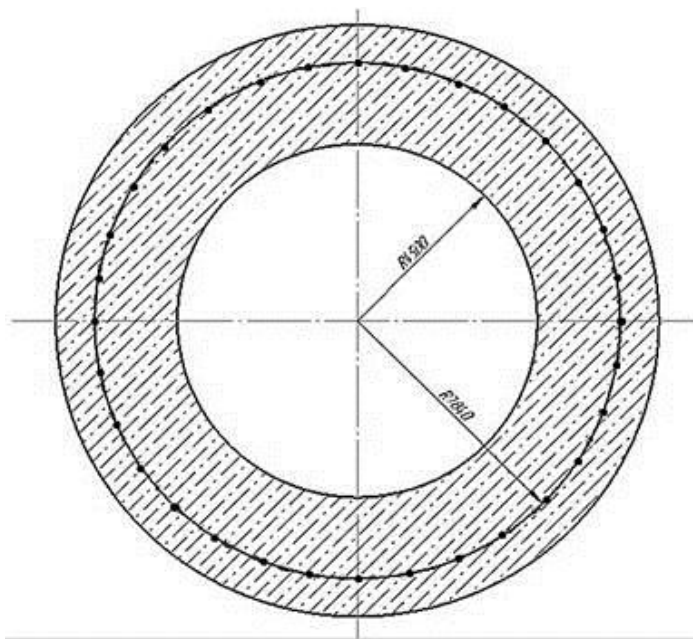
Расстояния между замораживающими скважинами l по окружности их расположения принимают на основании технико-экономического расчета. В практике чаще всего $l = 1,2 \div 1,6$ м.

При наличии фильтрационных потоков подземных вод это расстояние рекомендуется принимать в пределах 0.8—1.0 м. Число скважин

$$N = \pi D_3 / l, \quad (15.1)$$

где D_3 — диаметр окружности расположения скважин.

При толщине ЛПО до 5 м скважины располагают на одной окружности, при большей толщине — на двух concentричных окружностях.



Диаметр окружности, на которой будут располагаться скважины, с учетом их отклонения от вертикального положения:

$$D = D_{пр} + 1,2E + 0,01L \quad (15.2)$$

где, L - длина скважины; E - толщина ледопородного ограждения.

Бурение замораживающих и контрольных скважин

Бурение скважин — один из важнейших составных элементов способа замораживания пород. По трудоемкости он составляет от 35 до 60 % всего времени на замораживание.

Для успешного осуществления процесса замораживания необходимо добиваться вертикальности бурения с минимальными отклонениями, не превышающими норм СНиП.

Бурение замораживающих и контрольных скважин осуществляют ударным, вращательным или комбинированным способами.

При ударном способе бурения достигаются минимальные отклонения скважин от вертикального положения, но по скорости и по стоимости работ этот способ уступает вращательному. Станки ударного бурения применяют в

основном для бурения неглубоких скважин в весьма крепких породах. При переслаивании неустойчивых и крепких пород иногда целесообразно применять комбинированный способ бурения (ударный и вращательный).

В настоящее время бурение замораживающих и контрольных скважин производят, в основном, вращательным способом.

Глубина скважин должна быть на 3—20 м больше проектной глубины замораживания. Скважины после бурения должны быть очищены от бурового шлама и обеспечивать свободный спуск замораживающих труб.

Конструкция контрольных скважин идентична замораживающим, глубина контрольно-температурных скважин равна глубине замораживающих скважин. Конечный диаметр скважин принимают от 100 до 190 мм.

Конструкция гидронаблюдательной скважины зависит от гидрогеологических условий, диаметра ствола и глубины замораживания.

Замораживающие и контрольные скважины бурят с промывкой глинистым или естественным растворами, качество которых должно систематически контролироваться.

В глинах и глинистых породах скважины следует бурить с применением естественных растворов, обработанных соответствующими химическими реагентами.

В обычных условиях, для ускорения, скважины бурят одновременно несколькими буровыми станками, равномерно расположенными по окружности замораживающих скважин. Если в процессе бурения скважин предполагают вскрыть водопоглощающие породы, то в первую очередь бурят скважины, предназначенные для тампонирувания этих пород.

Конструкция замораживающих скважин определяется следующими факторами: глубиной и конечным диаметром скважины, физико-механическими свойствами пересекаемых пород и гидрогеологическими условиями.

Скважины оборудуются замораживающими колонками. В состав замораживающей колонки входят: замораживающая труба, башмак, головка, питающие отводящие трубы, опорный фонарь.

Оттаивание замороженных пород и ликвидация замораживающих скважин.

После возведения постоянной крепи на участке замороженных пород работу замораживающие скважины прекращают и приступают к работам по ликвидации ЛПО (оттаиванию).

ОТТАИВАНИЕ замороженных пород производится с целью обеспечения равномерной нагрузки горных пород на постоянную крепь ствола, определения степени водопроницаемости крепи и ускорения начала работ по её гидроизоляции.

Различают *ЕСТЕСТВЕННОЕ* и *ИСКУССТВЕННОЕ* оттаивание.

Естественное оттаивание пород происходит только под влиянием земного теплопритока со стороны незамороженных пород. Оно применяется в основном на стволах малой глубины (30 - 50 м). Продолжительность

естественного оттаивания зависит от многих факторов (количества переданного породам холода, температуры замораживания, теплопроводности и других теплофизических свойств пород). Скорость естественного оттаивания в зависимости от типа пород составляет в среднем 0,1-0,15 см/сутки. Для пород с более высоким коэффициентом теплопроводности эта скорость больше и наоборот.

Естественное оттаивание хорошо тем, что не требует затрат на своё осуществление. Однако ему присущи серьёзные недостатки, как например:

- длительность во времени;
- невозможность управления процессом, что может привести к неравномерному оттаиванию пород по периметру ствола и, как следствие этого, возникновению неравномерного давления горных пород на крепь, что может привести к нарушению герметичности крепи ствола, её деформации и т.д. Особенно при наличии фильтрации подземных вод процесс оттаивания пород протекает крайне неравномерно.

Искусственное оттаивание замороженных пород применяют на глубоких стволах и в особо сложных условиях в случае интенсивной фильтрации подземных вод. Данный способ осуществляется с помощью:

- 1) циркуляции подогретого хладоносителя в колонках;
- 2) подогрева воздуха, подаваемого в ствол;
- 3) заполнение ствола водой с последующим подогревом ее паром.

Наиболее распространён комбинированный способ (1 + 2). Вначале форсируют оттаивание пород с помощью подогретого влажного воздуха, прокачиваемого по стволу. Подогрев воздуха, подаваемого в ствол, производится калориферами, установленными на всасывающей стороне вентилятора. Поступающий в забой ствола воздух должен иметь температуру не выше +26 °С (согласно ПБ). В летнее время калориферы дополнительно не используются. В результате такого прогрева породы оттаивают на 0,3-0,5 м от крепи ствола, и создаётся равномерное гидростатическое давление на крепь. Это даёт возможность провести сразу гидроизоляцию крепи. А уже после этого включают рассольную сеть с циркуляцией подогретого хладоносителя.

Искусственное оттаивание пород через колонки начинают с прокачки хладоносителя без подогрева (идёт только лишь теплообмен рассола с окружающей средой на поверхности). Хладоноситель в испарителях начинают подогревать после достижения температуры 0°С. Нагрев хладоносителя производят не более чем на 2- 3°С в сутки во избежание повреждений колонок при резких температурных колебаниях. Максимальную температуру хладоносителя, подаваемого в колонки, обычно принимают на 20-25°С выше естественной температуры горных пород. Одновременно с оттаиванием пород этим способом имеется возможность проходки ствола ниже замороженной зоны.

Затюбинговый тампонаж цементно-песчаным или цементным раствором производят тогда, когда температура пород, примыкающих

непосредственно к крепи, достигнет положительных значений (+2-4°C). Это условие необходимо соблюдать для нормального схватывания и твердения раствора.

В процессе оттаивания объём металлической крепи увеличивается, а объём ЛПО уменьшается, что приводит к некоторым смещениям в системе "крепь - горная порода". Вследствие этого в тубинговой крепи могут возникнуть неплотности, которые устраняют путём окончательной гидроизоляции после процесса оттаивания.

После оттаивания и гидроизоляционных работ приступают к демонтажу замораживающей калонны и погашению замораживающих скважин (раньше этого не делают на тот случай, если вновь потребуются провести замораживание для ликвидации аварийной ситуации). Из замораживающей калонны удаляют хладоноситель, поднимают питающие трубы. По возможности (при небольших глубинах) извлекают также замораживающие трубы с помощью домкратов, лебёдок и полиспастов. По вопросу об извлечении замораживающих труб имеются разные точки зрения. С экономической точки зрения извлечение труб является желательным (если они пригодны для повторного использования). Однако сам процесс извлечения происходит с большим трудом: колонна труб разрывается на отдельные части и теряется. После извлечения в массиве горных пород образуются пустоты, могут произойти смещения пород и негативно повлиять на крепь ствола. Поэтому при замораживании горных пород на большие глубины трубы из скважин не извлекаются.

В любом случае, извлекались замораживающие трубы или нет, пустоты под землёй должны быть затампонированы цементным или густым глинистым раствором с песком (хорошо воспринимается горное давление и не происходит смещения горных пород). А если замораживающие трубы извлечены, то желательно тампонаж выполнить с разделением водоносных горизонтов: водоупоры - глиной, водоносные породы - песком и щебнем (то есть полностью восстановить породный массив).

16. Категории шахт и соляных рудников по газу.

Газовый режим шахты — комплекс мероприятий, проводимых на шахтах, опасных по газу (метану, водороду, сероводороду), в т.ч. по внезапным выбросам и суфлярным выделениям, в целях предупреждения взрыва газа. Если на шахте хотя бы в одной выработке обнаружено присутствие упомянутых выше газов, то её относят к опасным по газу — к т.н. газовым. Шахты, в которых выделяются жидкие или газообразные углеводороды (этан, бутан и др.), относятся к опасным по нефтегазопроявлениям.

Газовый режим принимается для шахты в целом, т. е. он должен соблюдаться и в выработках негазовых пластов. Газовый режим обязателен и при проходке стволов, шурфов или других вскрывающих выработок, если в них обнаружен метан, водород или ожидается их выделение. В калийных

шахтах, где в эксплуатации находится несколько калийных пластов (залежей), при наличии среди них отдельных газовых пластов (залежей) или участков, газовый режим распространяется только на эти отдельные пласты (залежи) и участки при условии их обособленного проветривания. Содержание мероприятий определяется категорией шахты по газу, которая устанавливается по наибольшей относительной газообильности шахты, горизонта, пласта, крыла, участка и вида выделения газа

Помимо соблюдения требований, общих для всех шахт, газовый режим дополнительно предусматривает предупреждение скоплений газа до опасных пределов и появления источников воспламенения газа.

Мероприятия газового режима

Газовый режим предусматривает выполнение комплекса мероприятий по предупреждению опасных скоплений метана, исключения появления источников воспламенения и локализацию взрывов метановоздушных смесей.

В тех случаях, когда в горные выработки выделяется водород или водород с метаном, 1 м³ водорода принимают эквивалентным 2 м³ метана, так как водород является более опасным газом из-за меньшего значения нижнего предела взрываемости (4% по сравнению с 5-6% для метана) и температуры воспламенения, меньшей на 100-200°С по сравнению с метаном.

Еще более жесткие требования предъявляются к концентрации газо- и парообразных углеводородов. Присутствие высших углеводородов в рудничной атмосфере создает повышенную опасность, так как эти газы образуют взрывчатые смеси с воздухом при более низких концентрациях, чем метан, и, кроме того, являются высокотоксичными веществами. Пределы взрываемости в смеси с воздухом составляют, например, для этана 3,12–15%, для пропана 2,17–7,35% и для бутана 1,55–8,5%.

Правильно организованный и выполняемый контроль за содержанием горючих газов имеет большое значение, так как позволяет своевременно обнаружить повышение их концентрации и принять необходимые меры по нормализации газового состава.

Классификация шахт по метану

Мероприятия газового режима дифференцированы в зависимости от категории шахты, определяющей степень опасности по метану:

Категории шахт по газу					
Газ	Уровень категорности				
	I	II	III	Сверхкате- горные	Опасные по внезапным выбросам
Угольные шахты					
Метан на 1 т добычи, м ³	до 5	от 5 до 10	от 10 до 15	15 и более; шахты, опас- ные по суфлярным вы- делениям	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угро- жаемые по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами по- роды
Рудные и нерудные шахты					
Метан, водород на 1 м ¹ суточной добычи в массиве, м ¹	до 7	от 7 до 14	от 14 до 21	21 и более; шахты, раз- рабатывающие пласты, опасные по выбросам и суфлярам	

Рисунок 16.1. Категория шахт по газу.

При обыкновенном выделении метана категорию шахты по газу устанавливают в соответствии с Инструкцией по отбору проб рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану на основании замеров метана и количества воздуха, а также расчетов по определению газообильности всех участков, крыльев, горизонтов, пластов и шахты в целом. В целях исключения предпосылок возникновения аварий (например, не преднамеренного применения не взрывозащищенного электрооборудования на газоносном пласте) категория шахты устанавливается в целом для всей шахты и соответствующий газовый режим должен соблюдаться даже на пластах, выделение газа на которых не обнаружено.

Шахты, опасные по суфлярным выделениям метана, относятся к сверхкатегорным независимо от величины относительной газообильности. Это объясняется тем, что суфляры возникают, как правило, неожиданно, а их дебит колеблется в широких пределах от нескольких десятых до нескольких десятков кубических метров в минуту и встреча с ними создает большую опасность, так как при этом атмосфера отдельных выработок, а иногда и целых участков шахты может в течение короткого времени стать взрывоопасной или удушливой. Кроме того, в некоторых условиях даже малоинтенсивные суфлярные выделения могут сопровождаться образованием у кровли выработок слоевых скоплений метана, имеющих весьма большую протяженность и создающих опасность взрыва.

Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угрожаемые по внезапным выбросам угля (соли) и газа, а также шахты, на которых происходят выбросы породы, независимо от относительной газообильности относятся к опасным по внезапным выбросам. Для таких шахт соблюдается

газовый режим, как на шахтах сверхкатегорных по метану, так и на опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Газ метан и его свойства (метан - (СН₄))

Без цвета, запаха и вкуса.

Плотность - 0,554 , в 2 раза легче воздуха. Слабо растворяется в воде. Горит голубым пламенем до 5% и после 15% , взрывается от 5% до 15%, наибольшая сила взрыва 9,5%. Температура воспламенения 650 - 7500 С. Скорость взрывной волны 500 - 600 м/сек.

Люди, попавшие в зону взрыва, подвергаются механическому действию взрывной волны и высокой температуре.

Виды выделения метана

Обыкновенное - непрерывное и равномерное выделение из невидимых трещин и пор угольного пласта и пород. Зафиксировать можно только приборами.

Суфлярное - местное интенсивное выделение газа из больших трещин в пласте и породах, сопровождается шипением, свистом, давлением, действует недели, месяцы.

Внезапное выделение - бурное выделение большого количества метана, сопровождающееся смещением пород или угля на определенное расстояние от забоя. Газа метана может выделиться сотни и тысячи куб.м.

Виды скопления метана

Местные - скопление небольших объемов СН₄ вблизи комбайнов, бурмашин, в куполах и других местах.

Слоевые - в виде тонкого слоя до 1 м. и протяженностью до 100 м. при скорости воздушной струи менее 0,5 м/сек. Слой плывет под кровлей, не смешиваясь с воздухом.

Полное загазирование - скопление СН₄ выше допустимой нормы по всему сечению выработки.

Правильно организованный и выполняемый контроль за содержанием горючих газов имеет большое значение, так как позволяет своевременно обнаружить повышение их концентрации и принять необходимые меры по нормализации газового состава.

Этот контроль регламентируется Инструкцией по замеру концентрации газов в шахте и применению автоматических приборов контроля содержания метана.

Требования к проветриванию

Контроль концентрации метана в газовых шахтах должен осуществляться во всех выработках, где обнаружен или может выделяться этот газ. Места и периодичность контроля устанавливаются начальником участка ВТБ и утверждаются главным инженером шахты. Периодичность контроля зависит от категории шахты или рудника.

На шахтах I и II категорий у забоев действующих тупиковых выработок, в исходящих вентиляционных струях тупиковых и очистных выработок и выемочных участков при отсутствии автоматического контроля замеры концентрации метана должны производиться не менее двух раз в

смену, на шахтах III категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам - в тех же местах не менее трех раз в смену.

Первый замер выполняется в начале смены. Отбор проб воздуха для последующего анализа в лабораторных условиях производится на негазовых шахтах и шахтах I и II категорий по газу, а также в зарядных камерах, не реже одного раза в месяц, в шахтах III категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам - не реже двух раз в месяц. Наиболее опасными местами, где может скапливаться метан, являются тупиковые выработки, так как проветривание их осуществляется чаще всего с помощью дополнительных ВМП, работа которых менее надежна, чем вентиляторов главного проветривания. Поэтому Правила безопасности жестко регламентируют способы контроля состава воздуха в этих выработках.

В негазовых шахтах и шахтах I категории по газу, а также в шахтах II категории по газу в тупиковых выработках, где не обнаружен метан, для контроля содержания метана и углекислого газа должны применяться переносные приборы эпизодического действия. Такими приборами являются шахтные интерферометры ШИ_3, ШИ_5, ШИ_10 и ГИК_1. В шахтах II категории по газу в выработках, где обнаружен метан, должны применяться переносные автоматические приборы контроля содержания метана и переносные приборы для контроля углекислого газа.

В шахтах III категории по газу, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам должны применяться переносные или стационарные автоматические приборы контроля содержания метана в выработках, где обнаружен метан, а в остальных выработках - переносные приборы эпизодического действия.

Переносные автоматические сигнализирующие приборы подают звуковой и световой сигналы, если концентрация метана в месте установки прибора превышает установленную предельную величину. На шахтах применяются отечественные метанометры СМП-1, СШ-2 и СММ-1.

Наиболее совершенным является прибор СММ-1, диапазон измерения концентрации метана у которого от 0 до 3%. Прибор подает прерывистый звуковой и световой сигналы при предельно допустимой концентрации метана, а при дальнейшем повышении концентрации метана сигналы становятся непрерывными. Кроме указанных приборов применяется автоматический сигнализатор метана СМС-1 («Маяк»), исполняющий еще и функции шахтного головного светильника.

В исходящих вентиляционных струях участков (очистных выработок) на шахтах III категории и сверхкатегорных с абсолютной метанообильностью $3 \text{ м}^3/\text{мин}$ и более, а также при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам и суфлярным выделениям метана, контроль содержания метана должен производиться при помощи автоматических стационарных приборов. Отечественная промышленность выпускает несколько моделей аппаратуры автоматической газовой защиты (АГЗ).

Система АГЗ состоит из широко разветвленной сети анализаторов метана, установленных под землей и позволяющих контролировать 30-80 и

более точек в шахте, каналов связи и устройств приема информации. Она обеспечивает непрерывный контроль за содержанием метана, автоматическое отключение электропитания контролируемого объекта при достижении установленной концентрации метана, передачу непрерывной информации о содержании метана на поверхность диспетчеру шахты, подачу местной и централизованной звуковой и световой сигнализации при достижении предельного значения концентрации метана.

Аппаратура автоматической газовой защиты в зависимости от условий и характера ее применения комплектуется заводом-изготовителем и поставляется на шахты в виде трех самостоятельных комплектов: АМТ-ЗТ, АМТ-ЗУ и АМТ-ЗИ. В настоящее время системы АГЗ эксплуатируются на всех наиболее опасных по газу угольных шахтах России.

Поскольку образование скоплений метана и появление источника открытого огня наиболее часто наблюдаются в призабойном пространстве у комбайновых и врубовых машин, то здесь контроль за содержанием метана должен быть особенно тщательным. Поэтому он выполняется не только сменным надзором участка и работниками ВТБ, но и звеньевыми, бригадирами, механиками участков и электрослесарями. Кроме того, на участках с абсолютной метанообильностью $3 \text{ м}^3/\text{мин}$ и более, а также при разработке пластов, опасных или угрожаемых по внезапным выбросам и суфлярным выделениям метана, в очистных выработках у комбайнов и врубовых машин контроль содержания метана должен выполняться при помощи автоматических приборов. Особенно тщательное измерение содержания метана должно выполняться перед включением машин и механизмов.

Результаты замеров метана, производимых в течение смены, заносят на специальные доски, установленные в местах замера на исходящих и поступающих струях, затем результаты записывают в рапорты и переносят в книгу замеров метана и учета загазований.

Большую опасность представляют скопления метана в отдельных местах горных выработок с концентрациями, превышающими среднюю по сечению выработок. Опасными считаются скопления метана с концентрацией 2% и более. Разновидностью местных скоплений являются слоевые скопления. Под ними понимают скопления метана у кровли выработки с концентрацией метана, превышающей среднюю по сечению выработки на участке длиной более 2 м. Начальником участка ВТБ и геологом шахты составляется перечень участков подготовительных выработок, опасных по слоевым скоплениям. Контроль за слоевыми скоплениями производится горными мастерами ВТБ не менее одного раза в сутки.

Одной из эффективных мер борьбы с горючими газами является деятельное проветривание. В расчетах при проектировании, а также на действующих газовых шахтах и рудниках, как правило, фактором, определяющим потребность воздуха, является интенсивность выделения метана. Расчет количества воздуха, ведется в соответствии с инструкцией по

расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт, руководством по проектированию вентиляции угольных шахт, а для рудных, калийных, соляных и других шахт в соответствии с теми методиками расчета, которые утверждены отраслевыми ведомствами по согласованию с органами Госнадзора.

Проветривание должно быть организовано таким образом, чтобы в горных выработках содержание метана и других горючих газов не превышало концентраций, установленных Правилами безопасности, а количество воздуха, проходящее по выработкам, отвечало расчетным значениям. На горных предприятиях организован контроль за расходом воздуха. Замеры количества воздуха производятся: на шахтах негазовых, I и II категорий по газу - один раз в месяц, на шахтах III категории - не реже двух раз в месяц, на шахтах сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам - не реже трех раз в месяц. Одновременно с замером количества воздуха отбираются пробы для анализа на содержание в нем метана.

К схемам проветривания выемочных участков предъявляются следующие требования.

Каждая очистная выработка вместе с примыкающими к ней подготовительными должна проветриваться обособленной струей свежего воздуха. Последовательное проветривание допускается в шахтах, не опасных по внезапным выбросам угля и газа и суфлярным выделениям метана, а на шахтах III категории по газу, разрешение на последовательное проветривание может быть выдано главным инженером шахты. При последовательном проветривании общая длина лав не должна превышать 409 м, а расстояние между смежными лавами должно быть не более 300 м. Эти расстояния обеспечивают выход на свежую струю рабочих за срок действия самоснастателя. Каждая последовательно проветриваемая лава должна получать по промежуточному штреку дополнительное количество воздуха. Скорость движения воздуха в штреке должна быть не менее 0,15 м/с, а содержание метана - не более 0,5%. Перед взрывом в нижней лаве рабочие на шахтах III категории должны быть выведены на свежую струю.

В газовых шахтах при углах наклона более 10° движение воздуха в очистных выработках и на дальнейшем его пути, как правило, должно быть восходящим. Нисходящее проветривание допускается, если скорость движения воздуха в призабойном пространстве очистных выработок составляет не менее 1 м/с с подачей воздуха по двум оконтуривающим забой выработкам. Установка ВМП и транспортирование угля осуществляются по выработкам со свежей струей.

На пластах, не опасных по внезапным выбросам, допускается нисходящее движение исходящей из очистных выработок струи по выработкам с углом наклона более 10° при соблюдении следующих условий: скорость движения воздуха должна быть не менее 1 м/с; крепь выработок должна быть несгораемой или трудносгораемой; в выработках не должно быть электрического оборудования. Нисходящее движение воздуха

допускается при любой категории шахты, если протяженность выработки не превышает 30 м.

На шахтах с высокой газообильностью ввиду ограничения максимальной скорости движения воздуха не всегда удается средствами вентиляции обеспечить содержание метана в пределах установленных норм. В таких случаях осуществляется дегазация разрабатываемых и, смежных пластов или выработанных пространств. Дегазация необходима, как обязательное средство при условии метановыделения из этих источников: на тонких пластах $> 2 \text{ м}^3/\text{мин}$, на пластах средней мощности $> 3 \text{ м}^3/\text{мин}$, на мощных пластах $> 3,5 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Дегазация должна предусматриваться в проектах строительства и реконструкции шахт, подготовки горизонтов, блоков и панелей и осуществляться в соответствии с Инструкцией по безопасному ведению дегазационных работ на шахтах.

Выбор способов дегазации производят на основе данных о структуре газового баланса с оценкой возможной в конкретных условиях эффективности дегазационных работ, которая в зависимости от способа колеблется от 20 до 80%.

Для ведения дегазационных работ и обслуживания установок на шахтах организуются специальные участки по дегазации, которые ведут работу в соответствии с проектом. Для обеспечения безопасности дегазационных работ предусматриваются:

- установка вакуум-насосной станции, как правило, на поверхности;
- прокладка магистральных газопроводов в специально пробуренных скважинах или стволах с исходящей струей с целью предотвращения попадания метана в случае его утечки в воздушный поток, подаваемый в шахту.

Дегазация угольных пластов и вмещающих пород проводится также с целью борьбы с суфлярными выделениями. Дегазационные скважины пересекают природные или технологические трещины в массиве, и выделяющийся из скважины газ отводится по трубопроводу в выработку с исходящей струей или этот трубопровод присоединяется к участковому газопроводу.

Обеспечение взрывобезопасности при эксплуатации электрооборудования в газовых шахтах достигается при применении электрооборудования с таким уровнем взрывозащиты, который отвечает условиям его эксплуатации.

На газовых шахтах необходимо ограничить применение взрывчатых веществ. Для устранения опасности взрыва горючих газов применяют предохранительные ВВ, которые имеют низкую температуру продуктов взрыва. Снижение температуры продуктов взрыва достигается путем введения в состав ВВ хлористого натрия или хлористого калия, которые выполняют роль пламегасителей. В последнее время созданы и применяются предохранительные взрывные патроны в полиэтиленовых оболочках, пространство между двух стенок заполнено раствором аммиачной селитры, являющейся пламегасителем.

На шахтах III категории и выше по газу, производство взрывных работ по углю и породе допускается только по особому разрешению технического директора производственного объединения (главного инженера комбината). В шахтах, опасных по газу, запрещается производство взрывных работ по углю в восстающей тупиковой выработке, проходимой снизу вверх, если в ней отсутствует скважина, соединяющая откаточный и вентиляционный горизонты и обеспечивающая пропуск необходимого воздуха за счет общешахтной депрессии.

Не разрешается вести взрывные работы (кроме сотрясательного взрывания) в особо опасных по метану тупиковых забоях подготовительных выработок, проводимых по углю или с подрывкой боковых пород, предохранительными ВВ до IV класса включительно.

К особо опасным относятся выработки, в забоях которых концентрация метана после взрывных работ составляет 2% и более, а также выработки, в которых после прекращения проветривания в течение 30 мин или ранее концентрация метана достигает 2%.

Список особо опасных забоев ежеквартально рассматривается в производственных объединениях (комбинатах, трестах) с участием представителей госнадзора того округа, в ведении которого находится данное предприятие.

17. Способы проветривания забоев

Для создания нормальных условий работы в подготовительном забое выработка на всем протяжении должна проветриваться свежей струей с таким расчетом, чтобы воздух в забое содержало не менее 20% кислорода, не более 0,5% углекислого газа, причем содержание других газов должен быть безопасным и безвредным для здоровья людей. Температура воздуха не должна превышать +26 °С при относительной влажности до 90%, в случае превышения температуры должны применяться участковые кондиционеры.

При рассмотрении данного вопроса, следует разделить забои очистных лав (длинных очистных забоев) и забои подготовительных (тупиковых) выработок. Особенность проветривания подготовительных (тупиковых) выработок состоит в том, что для подведения к постоянно перемещающемуся забою воздуха и давления исходящей струи служит одна и та же выработка значительной длины. В этом заключается трудность организации проветривания тупиковых выработок, особенно в газовых шахтах.

Способ проветривания *длинных очистных забоев*, включает подачу свежего воздуха в очистной забой по воздухоподающей выработке за счет общешахтной депрессии и отвод исходящей струи воздуха через газоотводящую выработку. Дополнительно подают свежий воздух в очистной забой на участке, превышающем половину длины очистного забоя от воздухоподающей выработки, для чего обеспечивают общешахтную депрессию по длинным направленным скважинам, последние проводят по разрабатываемому пласту, как до начала подготовки выемочного столба, так и во время его подготовки. Обеспечивает повышение эффективности

проветривания длинных очистных забоев, увеличение производительности труда за счет увеличения длины очистного забоя. Известен также способ проветривания газообильного выемочного участка принятый за прототип, включающий подачу свежего воздуха по воздухоподающей выработке за счет общешахтной депрессии и отвод исходящей струи по воздухоотводящей выработке и частично по выработанному пространству ранее отработанного смежного выемочного столба.

Вентиляцию забоя *подготовительных (тупиковых) выработок*, чаще всего, осуществляют с использованием вентиляторов местного проветривания (ВМП). Применяют три способа вентиляции: нагнетательный, всасывающий и комбинированный.

Нагнетательный способ проветривания (рис. 17.1) имеет наибольшее распространение, а на газовых шахтах он является обязательным и единственным. Его достоинство состоит в том, что призабойное пространство проветривается струей свежего воздуха, выходящего из трубопровода с большой скоростью. Эффективность этой струи сохраняется при расстоянии от конца трубопровода до забоя, равном

$$l_r \leq 4 S,$$

где S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

По Правилам безопасности на газовых угольных шахтах отставание трубопровода от забоя не должно превышать 8 м, а в негазовых – 12 м.

На Старобинском месторождении калийных солей отставания трубопровода от забоя не должно превышать 25 м при комбайновом способе проходки и 10 м при буровзрывном.

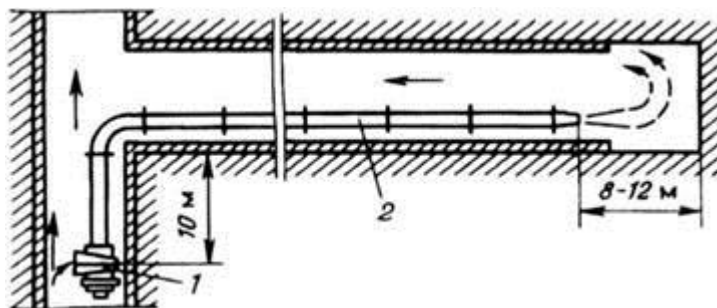


Рис. 17.1 Нагнетательный способ проветривания

Другим достоинством нагнетательного способа проветривания является то, что утечки воздуха через неплотности трубопровода разжижают вредные газы в исходящем по выработке потоке воздуха. При этом способе проветривания вентиляционный трубопровод на всем протяжении находится под повышенным давлением, которое распирает трубы изнутри. Это позволяет использовать легкие, гибкие трубы из герметичной ткани. Повышенное давление воздуха распрямляет и выравнивает их, уплотняя стыки и уменьшая аэродинамическое сопротивление. При нагнетательном способе проветривания ВМП (вентилятор местного проветривания) устанавливается в выработке со свежей струей на расстоянии не менее 10 м от устья тупиковой выработки с тем, чтобы он не захватывал воздух из

исходящей струи и не работал на рециркуляцию, а подача ВМП не должна превышать 70% количества воздуха, подаваемого к месту установки за счет проходящей сквозной струи. К недостаткам нагнетательного способа проветривания следует отнести то, что при ведении взрывных работ ядовитые газы движутся по выработке и люди могут войти в выработку только тогда, когда содержание ядовитых газов в ней снизится до безопасных пределов. Однако при расчете проветривания учитывают то, что по мере движения газового облака от забоя выработки происходит непрерывное уменьшение концентрации ядовитых газов за счет разбавления свежим воздухом и диффузионных процессов. В результате этого на некотором расстоянии от забоя, называемом критической длиной выработки, концентрация ядовитых газов становится допустимой, поэтому при длине тупиковой выработки, большей критической, расчет проветривания ведут только на критическую длину.

Всасывающий способ проветривания (рис. 17.2) применяется в основном на шахтах, не опасных по газу. На газовых шахтах этот способ может применяться при использовании ВМП, допущенных для отсоса метановоздушных смесей, а также эжекторов.

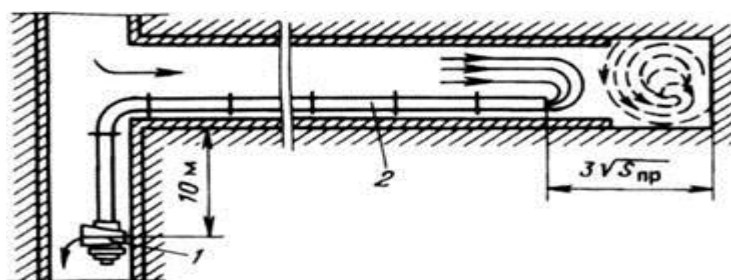


Рис. 17.2 Всасывающий способ проветривания

Основным достоинством этого способа является то, что свежий воздух отсасывается из призабойного пространства по трубопроводу, а свежий поступает к забою по выработке, поэтому она не загазовывается. Количество воздуха, необходимого для проветривания выработки, в этом случае меньше, люди могут находиться в выработке, но за пределами зоны отброса газов, которая имеет большие размеры. Однако существенный недостаток этого способа проветривания – небольшая эффективность проветривания призабойной части и необходимость располагать конец вентиляционного трубопровода на весьма малом расстоянии от забоя, не превышающем $l_t = 0,5 S$. Так как при всасывающем способе проветривания трубопровод должен быть жестким, а конец его находится в зоне разлета кусков породы, трудно избежать повреждения труб. Использование гибкого трубопровода возможно только при установке ВМП в призабойной части, но и в этом случае с целью сохранности вентилятора к нему со стороны всасывания крепится металлическая труба.

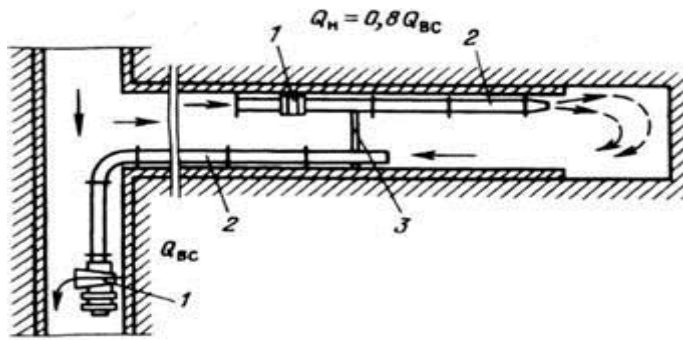


Рис. 17.3 Комбинированный способ проветривания

При комбинированном способе проветривания дополнительно к ВМП, работающему на всасывание, вблизи забоя устанавливается второй вентилятор (вспомогательный) с коротким нагнетательным трубопроводом, который эффективно проветривает призабойную зону. Подача нагнетательного вентилятора должна быть на 20-30% меньше расхода воздуха в месте его установки за счет всасывающего вентилятора. Этот способ проветривания сочетает достоинства первых двух способов. Применение его, как и всасывающего способа, целесообразно в условиях большой запыленности при комбайновом проведении выработок и силикозоопасных породах. Проветривание тупиковых выработок большой длины обычно осуществляется нагнетательным способом с использованием одного или нескольких установленных параллельно вентиляторов, работающих на трубопровод большого диаметра или на два параллельных трубопровода, либо каскадной установкой нескольких вентиляторов в начале трубопровода.

На шахтах, опасных по газу и пыли, применяется также рассредоточенная по длине трубопровода установка вентиляторов. При этом расстояния между вентиляторами применяются такими, чтобы каждый вентилятор располагался в зоне повышенного давления, т. е. работал с подпором от предыдущего вентилятора.

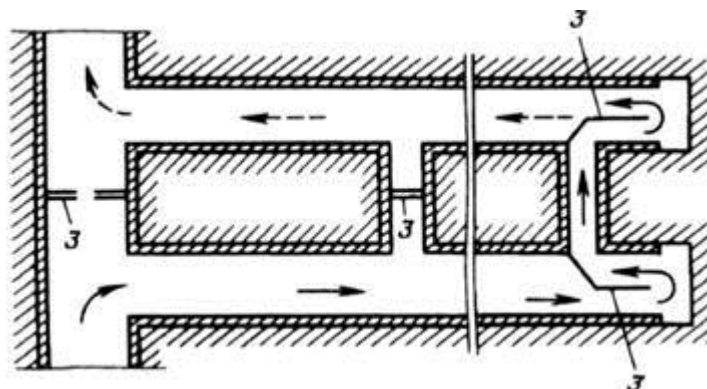


Рис. 17.4 Способ проветривания с использованием параллельной выработки: 1 – ВМП; 2 – вентиляционный трубопровод; 3 – вентиляционная переключательная перемычка

Протяженные наклонные выработки, в особенности по угольным пластам, зачастую проводятся неодинокими. В этом случае проводимые параллельно выработки соединяются между собой через определенные расстояния вентиляционными сбойками. Одна из выработок используется для подачи свежей струи за счет общешахтной депрессии, другая – для выдачи исходящей. Проветривание тупиков (за последней сбойкой) осуществляется с помощью вентиляционных труб и ВМП, установленных в выработке со свежей струей на расстоянии не менее 10 м до сбойки. По мере проведения новых сбоек старые должны изолироваться воздухонепроницаемыми перемычками. Количество сбоек необходимо принимать минимально возможным, т. к. они будут отрицательно влиять на вентиляцию при эксплуатации выработок.

Количество воздуха, необходимое для проветривания тупиковых выработок, определяется по пяти факторам: по расходу ВВ и разжижению выделяющегося газа; по числу людей в забое; по минимальной скорости движения воздуха по выработке; по пылевому фактору, по разжижению вредных примесей при работе дизельного оборудования.

Проветривание забоев (тупиковых выработок) производится в соответствии с требованиями «Проекта проветривания рабочей зоны». Данный проект разрабатывается в 2-х экземплярах и содержит в себе схему проветривания рабочей зоны и расчёт количества воздуха на данную рабочую зону.

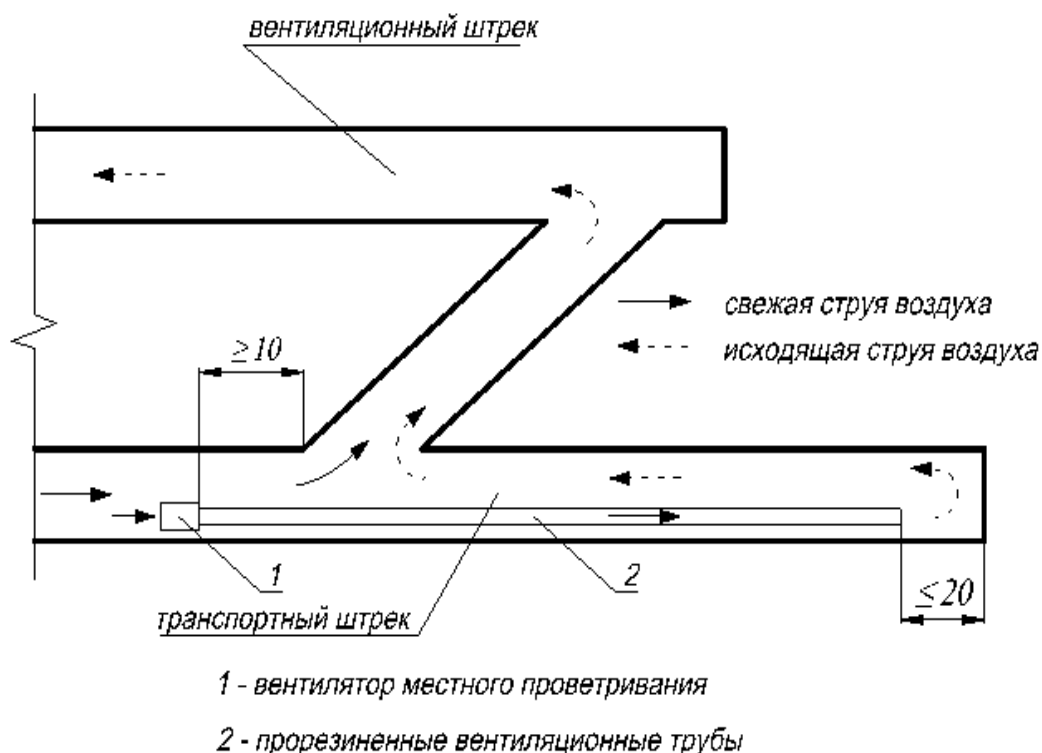


Рисунок 17.5 Схема проветривания тупикового забоя

Расчёт необходимого количества воздуха для проветривания тупиковых выработок

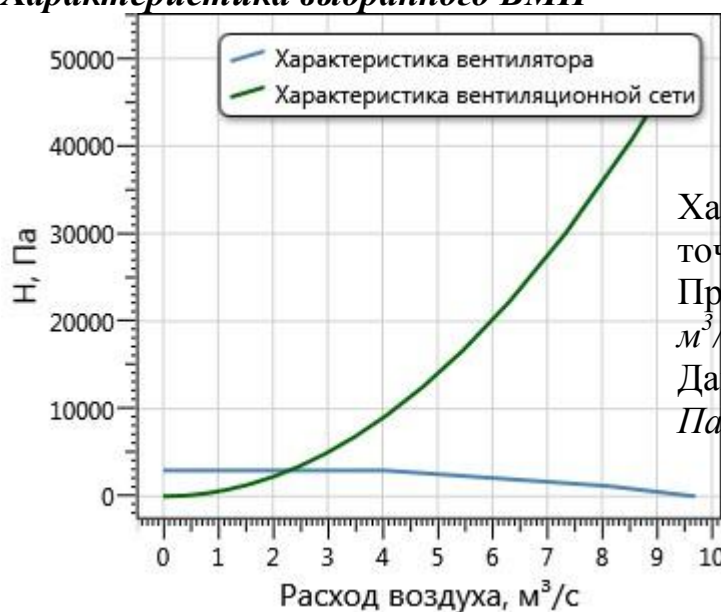
Таблица 17.1

Исходные данные для расчета	Обозначение	Величина	Ед.изм
газоносность пласта по соответствующим газам	g	0,2	$\text{м}^3/\text{м}^3$
коэффициент неравномерности газоносности по соответствующим газам	K_n	1,72	-
коэффициент дегазации отбитой горной массы	K_g	0,9	-
объемный вес руды в массиве	j	2,08	$\text{т}/\text{м}^3$
производительность комбайна	J	4,5	$\text{т}/\text{мин}$
предельно допустимая концентрация соответствующих газов (согласно требований ПТБ РБ)	C	1	%
концентрация соответствующих газов в рудничном воздухе, поступающем к забою	C_0	0	%
суммарная установленная мощность электродвигателей	$N_{эл}$	367	кВт
средневзвешенный коэффициент полезного действия электродвигателей	η	0,92	-
температура поступающего в выработку воздуха	T	19	$^{\circ}\text{C}$
объемная теплоемкость воздуха	C_v	1,3	$\text{кДж}/\text{м}^3 \times ^{\circ}\text{K}$
средний коэффициент загрузки электродвигателей	k_3	0,5	-
коэффициент, учитывающий вынос тепла от забоя	k_T	1	-
минимальная допустимая скорость движения струи воздуха	v	0,2	м/с
площадь сечения выработки	S	8,03	м^2
наибольшее количество людей в смене	$n_{л}$	6	чел.
коэффициент утечек трубопровода	K_v	1,31	-
сопротивление трубопровода	R	57	Кмюрг

Таблица 17.2

Название фактора расчета	Формула расчета	Значение по выбранному фактору, м ³ /мин
Взрывоопасные газы (условный метан)	$Q_3 = \frac{100 \times g \times K_n \times K_g \times J}{j \times (C - C_0)}$	67
Температура воздуха	$Q_3 = 60 \times N_{эл} \times (1 - \eta) \times k_3 \times k_T \times [(26 - T) \times c_V]$	97
Минимальная допустимая скорость воздушных потоков	$Q_3 = 60 \times V \times S$	96
Наибольшее количество людей в смене	$Q_3 = 6 \times n_{л}$	36
К расчету (max), м ³ /мин	Q_3	97
Коэффициент утечек трубопровода	K_y	1,31
Требуемая производительность ВМП, м ³ /мин	$Q^{Треб}_{ВМП} = K_y \times Q_3$	127
Требуемое давление ВМП, Па (мм.вод.ст)	$h = 0,0028 \times R \times Q^2_{ВМП}$	2577,03 (263)

Характеристика выбранного ВМП



Расход воздуха (расчетный), подаваемого к всасу ВМП

Согласно п. 2.1.2. «Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников Старобинского месторождения» две или несколько взаимосвязанных между собой выработок с одним

направлением вентиляционной струи следует считать одной аэродинамической системой)

$$Q^P_{pz} = Q^{Tex}_{ВМП} = 143 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Свежий воздух подается вентилятором местного проветривания по прорезиненным трубам, подвешенным к кровле выработки, и омывает его. Исходящая струя движется по выработке и удаляется по ходу общешахтной струи воздуха на вентиляционный штрек. Вентилятор местного проветривания, работающий на нагнетание, должен устанавливаться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10м от исходящей струи. Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя при механизированном (комбайновом) способе отбойки руды не должно превышать 20м.

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок при комбайновом способе отбойки руды, рассчитывается по следующим факторам:

- взрывоопасные газы;
- температура воздуха;
- минимально допустимая скорость воздуха;
- наибольшее количество людей в смене;
- выхлопные газы ДВС.

Замеры фактического количества воздуха, поступающего в рабочую зону и в забой тупиковой выработки (контроль работы ВМП), производятся работником ПУВ при каждой установке ВМП.

Результаты замеров заносятся в «Проект проветривания рабочей зоны» (после каждой установки ВМП) и на замерной доске.

18. Проведение и крепление горизонтальных выработок.

Горизонтальные выработки в большинстве случаев используются в качестве подготовительных. Наибольшее распространение получили прямоугольно-сводчатая, трапециевидная и арочная формы.

Способы проведения горных выработок:

Проведение подготовительных выработок в шахтах производится комбайновым и буровзрывным способом с применением погрузочных машин.



Рисунок 18.1 Погрузочно-доставочная машина.

Комбайновая технология проведения подготовительных выработок обеспечивает наибольшие скорости проведения и производительности труда проходчиков.

Отсутствие проходческих комбайнов для большого разнообразия встречающихся в процессе эксплуатации горно-геологических и горнотехнических условий предопределяет широкое применение буровзрывного способа проведения, который составляет около 70% от общего объема проведения выработок, где требуется погрузка породы.

Применение проходческих комбайнов обосновывается их технической характеристикой т.е. способностью разрушения забоя в зависимости от крепости пород, сечения и угла наклона выработки.

Обосновываются способ транспортирования горной массы и обменно-транспортные средства исходя из условий рекомендуемой суточной скорости проведения выработки.

Крепление выработок принимается в зависимости от назначения выработок и горно-геологических условий.

Крепление горных выработок является наиболее распространенным способом их поддержания и представляет собой совокупность работ по возведению горной крепи.

Крепью называют искусственное сооружение, предназначенное для сохранения необходимых размеров выработок и предотвращения обрушения вмещающих пород.

Соединение стоек с верхняком:

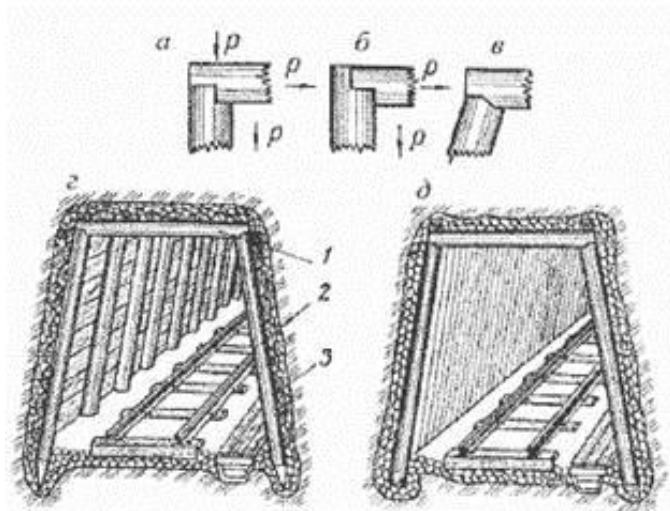


Рисунок 18.2. Деревянная рамная крепь.

а) при давлении сверху; б) при давлении сбоку; в) при давлении сверху и сбоку; г) крепление выработки вразбежку; д) крепление выработки сплошное; 1- верхняк; 2- стойка; 3- затяжка.

Проходческий комбайн представляет собой горную машину, которая своим исполнительным органом разрушает и отделяет горную массу от массива и транспортирует ее с помощью конвейера в вагонетки, магистральный конвейер или самоходный вагон. Проходческие комбайны позволяют механизировать основные процессы: выемку, погрузку и транспортирование горной массы. Их комплектуют средствами пылеподавления, вентилятором местного проветривания, ленточным перегружателем.



Рисунок 18.3 Проходческий комбайн.

19. Проведение горизонтальных выработок буровзрывным способом.

При проведении выработок буровзрывным способом необходимое количество шпуров в забое рассчитывается согласно существующим рекомендациям и методикам в зависимости от крепости разрушаемых пород и сечения выработок. При этом для конкретных горно-геологических условий проведения выработок, как правило, рекомендуются экономически оптимальные наборы бурового и погрузочного оборудования.

Количество шпуров (N) на одну заходку определяется по формуле:

$$N = 1,27 * q * Sч / \eta * dп * Kз, \quad (19.1)$$

где $dп$ - диаметр патрона, мм,

$Kз$ - коэффициент заполнения по породе,

η - плотность принятого ВВ, $кг/м^3$,

$Sч$ - площадь поперечного сечения выработки, $м^2$,

q - удельный расход ВВ, $кг/м^3$.

Перспективными направлениями совершенствования технологии проведения подготовительных выработок являются разрабатываемые в настоящее время технологии, позволяющие максимально совмещать основные операции проходческого цикла с использованием многоцелевой проходческой машины со сменными исполнительными модулями, буро-закладочного комплекса, погрузочных и бурильных установок нового поколения.

Основными параметрами, определяющими выбор наиболее целесообразной технологической схемы проведения конкретной горной выработки в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях

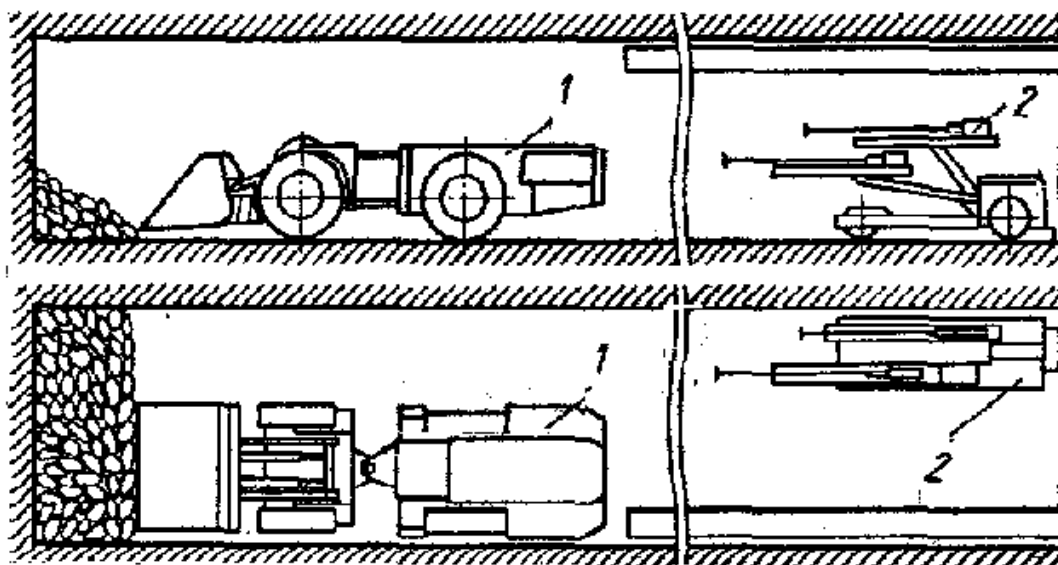


Рисунок 19.1 Технологическая схема проведения выработки
1 - погрузочная машина ППН-2Г; 2 - самоходный вагон ВС-5П;
3 - бурильная установка СБКН-2ПМ

Проходческие комплексы для проведения выработок буровзрывным способом состоят из специально созданных или серийных бурильных машин и установок, погрузочных и буропогрузочных машин, средств механизации возведения крепи, призабойных транспортных машин и оборудования (перегрузатель, конвейер, средства обмена вагонеток).

Производительность комплекса определяется пропорциональностью производительности машин, входящих в комплекс, т.е. максимальным использованием мощности механизмов по всей технологической цепочке.

Разработаны оптимальные наборы серийного проходческого оборудования для проведения выработок буровзрывным способом для разных горно-геологических условий на угольных шахтах и рудниках.

Например, комплексы КГВ-1 и КГВ-2 механизмируют бурение шпуров, погрузку и транспортирование породы, и крепление металлической арочной крепью. Состав комплексов представлен в таблице 19.1.

Таблица 19.1 – состав проходческих комплексов КГВ

Состав комплекса	Тип комплекса	
	КГВ-1	КГВ-2
Погрузочная машина	2ПНБ-2	2ПНБ-2
Перегрузатель	УПЛ-2м	УПЛ-2м
Вагонетка	ВГ-3.3	-
Конвейер	-	1ЛТП-80
Бурильная установка	БУА-3С	БУА-3С
Установщик крепей	КПМ-8	КУ-1

Шпуры взрывают постепенно с миллисекундным замедлением от центра забоя (врубные шпуры) к его границам. Забой проветривают после взрыва в течение 10 – 15 мин. Существует *несколько способов проветривания*: нагнетательный, всасывающий или комбинированный.

Чаще применяют нагнетательный способ проветривания. Вентилятор местного проветривания устанавливают на свежей вентиляционной струе, на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи и по трубопроводу подают в забой воздух. Воздух, загрязненный продуктами взрыва и выделяющимися газами, движется в обратном направлении по всему сечению выработки.

Подача вентилятора не должна превышать 70 % количества воздуха, поступающего к нему за счет общерудничной депрессии.

При всасывающем способе проветривания в вентиляционный трубопровод попадают лишь газы, отброшенные при взрыве от забоя и находящиеся в непосредственной близости (1 – 1,5 м) от входного отверстия трубы. Преимущество способа заключается в том, что выработка на всем протяжении (за

исключением участка длиной 25 – 30 м у забоя) остается свободной от продуктов взрыва.

Комбинированный способ применяют для ускорения проветривания. С этой целью на некотором расстоянии от забоя устанавливают перемычку с дверью, которая во время проветривания должна быть закрыта. Через перемычку прокладывают нагнетательный и всасывающий трубопроводы.

После проветривания забой приводят в безопасное состояние. При этом проверяют, все ли заряды взорваны, нет ли отказов, не грозит ли обрушение кровли и стенок выработки, не повреждена ли крепь.

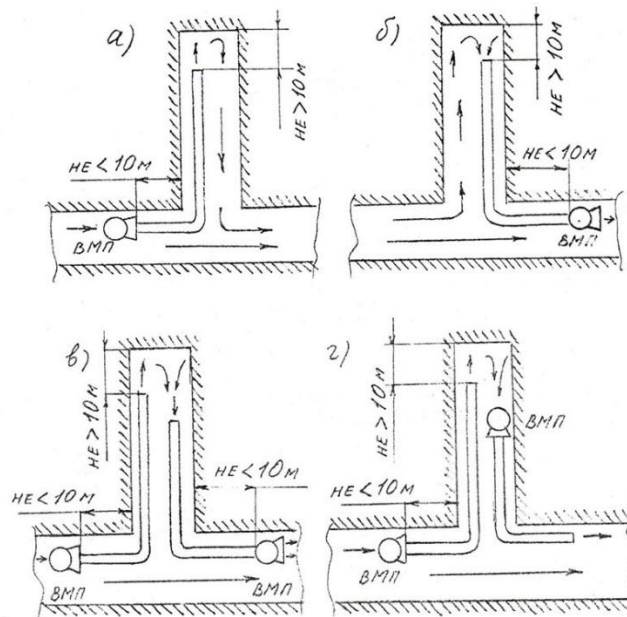


Рисунок 19.2 Схемы проветривания выработки
а) нагнетательная, б) всасывающая, в), г) комбинированные

Уборка отбитой породы. Это один из основных процессов проходческого цикла, требующий до 40 – 50 % всех трудозатрат. Уборку породы начинают после окончания проветривания забоя и приведения его в безопасное состояние, для чего осуществляют осмотр кровли и удаление с неё заколов. Отбитую породу с помощью погрузочных машин грузят непосредственно или через конвейеры-перегрузатели в вагоны электровозного транспорта, или в самоходные вагоны на шинном ходу.

20. Технология очистных работ механизированными комплексами в лавах.

Сущность заключается в том, что выемочный участок (столб) оконтуривается с двух сторон штреками - конвейерным и вентиляционным. Поперек столба нарезается разрезная печь, а при дальнейшей выемке - это лава. В лаве монтируется комплекс оборудования состоящий из комбайна, забойного скребкового конвейера, крепи, крепи сопряжения, насосной станции (если есть необходимость). В лаве осуществляется очистная выемка. Под *очистной выемкой* следует понимать совокупность производственных процессов (отбойку, погрузку, доставку полезного

ископаемого), выполняемых в определенной последовательности в пространстве и времени и направленных на получение готовой продукции.

Комбайн, перемещаясь по раме забойного конвейера от конвейерного штрека к вентиляционному (и наоборот), отделяет от массива узкую полосу (до 1 м) полезного ископаемого равную ширине захвата исполнительного органа комбайна - шнека (если исполнительный орган имеет ширину захвата более 1 м, то выемка называется широкозахватной, которая применяется крайне редко и вытесняется узкозахватной выемкой). Шнек дробит полосу полезного ископаемого на куски и грузит погрузочным устройством на забойный конвейер. С последнего полезное ископаемое перегружается на ленточный конвейер и далее транспортируется по конвейерному штреку.



Рисунок 20.1 Очистной комбайн SL – 400.

Механизированными крепями называют самопередвигающиеся крепи, предназначенные для поддержания кровли и ограждения рабочего пространства лавы от обрушения горных пород, управлением горным давлением, передвижки забойного конвейера. В зависимости от соотношения функций защиты рабочего пространства и характера взаимодействия с породами кровли, механизированные крепи делят на четыре типа:

- оградительные;
- поддерживающие,
- оградительно-поддерживающие;
- поддерживающе-оградительные.



Рисунок 20.2 Механизированная поддерживающе-оградительная крепь.

Очистные работы включают процессы:

- 1) очистную выемку полезного ископаемого,
- 2) крепление очистного забоя
- 3) управление кровлей.

21. Управление горным давлением в очистных выработках.

Под *охраной горной выработки* понимают совокупность мероприятий, направленных на повышение устойчивости выработки путем более полного использования прочности и несущей способности вмещающих пород и на снижение концентраций напряжений в породах вокруг нее, а также на ликвидацию неблагоприятных проявлений горного давления.

Для охраны горных выработок в условиях Старобинского месторождения используют следующие способы управления горным давлением:

- использование естественных горно-геологических и несущих способностей вмещающих пород;
- разгрузка массива горных пород, окружающего выработку.

Обеспечение безопасных условий труда в очистном забое в его призабойной зоне достигается возведением крепи различной конструкции, исключающей обрушение пород непосредственной кровли. Однако по мере выемки породы обнажение кровли увеличивается, она деформируется, растрескивается, в конечном итоге приходит в предельное состояние, когда установленная крепь не может выдержать возникающих нагрузок. Крепь деформируется, кровля обрушается. Чтобы этого не произошло, необходимо управлять горным давлением.

Управление горным давлением называется комплекс мероприятий по регулированию проявлений горного давления в очистном забое с целью обеспечения безопасных и необходимых производственных условий. Применительно к пологим и наклонным пластам пользуются термином —

управление кровлей, так как в этих условиях в комплекс мероприятий входит предотвращение преждевременных обрушений кровли. На крутом же падении необходимо управлять и породами почвы, склонными в некоторых случаях к сползанию.

Все существующие способы управления кровлей можно разделить на три группы:

- естественное поддержание выработанного пространства оставляемыми целиками угля;
- обрушение пород кровли за пределами призабойного пространства;
- искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве посредством заполнения его пустыми породами.

В практике разработки пластов длинными очистными забоями известны следующие способы управления кровлей: полное обрушение, частичное обрушение, полная закладка, частичная закладка и плавное опускание. Такие способы управления кровлей, как частичное обрушение, частичная закладка и плавное опускание, в настоящее время не применяются.

Самым распространенным способом управления кровлей является полное обрушение. Полная закладка выработанного пространства как способ управления кровлей имеет ограниченное применение, так как это связано с дополнительными затратами на ее осуществление.

Управление кровлей полным обрушением. Сущность управления кровлей полным обрушением заключается в периодическом обрушении нависающей вследствие выемки угля консоли пород кровли по всей длине очистного забоя. Расстояние, через которое осуществляется обрушение пород кровли, называют шагом обрушения. Величина шага обрушения зависит от типа призабойной крепи, технологии и средств механизации очистных работ, свойств пород кровли и других факторов.

Шаг обрушения кровли в очистных забоях с индивидуальной крепью принимается кратным ширине захвата исполнительного органа комбайна или ширине вынимаемой ленты при буровзрывной выемке. При механизированных крепях он равен шагу передвижки крепи.

Обрушение пород непосредственной кровли сопровождается увеличением их объема. Следовательно, при определенном соотношении мощности пласта и толщины обрушающихся слоев непосредственной кровли будет происходить самоподбучивание основной кровли. В этом случае устраняется пригрузка со стороны основной кровли, и крепь в лаве работает в благоприятных условиях. Если самоподбучивание основной кровли не происходит, что возможно при мощности обрушающейся непосредственной кровли менее 6-8-кратной мощности пласта, то крепь будет испытывать повышенные нагрузки.

Эффективность управления кровлей полным обрушением зависит от склонности пород к обрушению. При наличии в кровле прочных пород значительной мощности, обычно являющихся труднообрушаемыми или трудноуправляемыми, осуществляют их разупрочнение посредством передового торпедирования или гидрообработки.

Передовое торпедирование заключается в предварительном ослаблении пород кровли взрыванием зарядов в скважинах, пробуренных впереди очистного забоя (рис. 21.1).

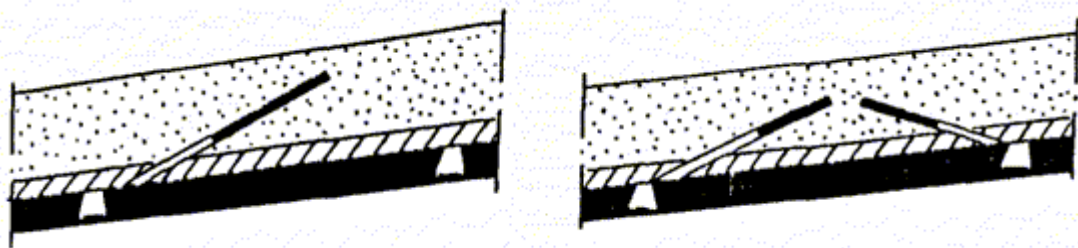


Рисунок 21.1 Схема расположения скважин при ослаблении массива взрыванием зарядов.

Полная закладка выработанного пространства. Сущность управления горным давлением полной закладкой заключается в заполнении выработанного пространства пустой породой, называемой закладочным материалом.

Полная закладка выработанного пространства как способ управления горным давлением имеет многоцелевое назначение:

- уменьшение потерь полезного ископаемого и снижение вероятности возникновения эндогенных пожаров, что способствует повышению безопасности горных работ;
- при разработке мощных крутонаклонных пластов исключается возможность возникновения провалов на поверхности, уменьшается ее опускание.

Применение закладки выработанного пространства является одним из природоохранных мероприятий, осуществляемых на ряде горнодобывающих предприятий. Однако закладка выработанного пространства является трудоемким процессом, требующим дополнительных затрат на ее осуществление. Поэтому ее применяют в тех условиях, где посредством полной закладки выработанного пространства представляется возможным обеспечить высокую безопасность работ и сохранность поверхности.

В качестве закладочного материала используют песок, гравий, дробленые коренные породы, отходы обогатительных фабрик, а также породы шахтных отвалов.

Закладка выработанного пространства может быть гидравлической, пневматической, самотечной и механической. Самотечная и механическая закладки обладают рядом существенных недостатков. Одним из них является значительная усадка закладочного массива. Поэтому эти виды закладки практически не применяются.

Применяют в основном гидравлическую закладку, при которой закладочный материал в выработанное пространство доставляют по трубам потоком воды. Закладочный материал перемещается по трубам с поверхности до выработанного пространства, где производится его укладка, отвод воды, ее осветление и откачка на поверхность. Пульпопровод, в качестве которого используют армированные износоустойчивые трубы диаметром 150—200 мм, состоит из вертикальных и горизонтальных частей.

Закладочный материал при гидрозакладке должен легко отдавать воду. Это достигается ограничением содержания глинистых пород. Их должно быть не более 15 %. Гидравлическая закладка обеспечивает более высокую плотность массива и минимальную его усадку под действием собственного веса и горного давления. Это определяет перспективность ее применения. Она характеризуется также большой производительностью и малой энергоемкостью. В то же время она имеет существенные недостатки, основными из которых являются: поступление в горные выработки большого количества воды, загрязнение выработок, невозможность совмещения работ по выемке угля и возведению закладки, большие капитальные и эксплуатационные затраты.

В отдельных случаях применяют твердеющую закладку. В ее состав вводят вяжущие компоненты. Такой закладочный материал значительно улучшает свойства закладочного массива.

При пневматической закладке транспортирование закладочного материала осуществляется по трубам сжатым воздухом. Смешивание сжатого воздуха и закладочного материала осуществляется в специальных пневматических закладочных машинах различной конструкции. Основными недостатками пневматической закладки являются: значительные капитальные затраты, большой расход сжатого воздуха, что удорожает стоимость закладочных работ, жесткие требования к закладочному материалу, быстрый износ труб и арматуры, большое пылеобразование. Пневматическая закладка может применяться в различных горно-геологических условиях, в том числе и при комплексно-механизированной выемке.

22. Столбовая система разработки

Столбовая система разработки – система с предварительным оконтуриванием выемочных участков (столбов) подготовительными выработками.

В зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий при столбовой системе разработки могут применяться различные технологические схемы с разделением пластов на слои (слоевая выемка) с общей и раздельной подготовкой слоевых лав и без деления на слои (валовая, селективная и частично-селективная выемка одной лавой на всю мощность пластов), с управлением кровлей полным обрушением и частичной закладкой выработанного пространства разрушенной породой, попутно добываемой при селективной (частично-селективной) выемке пластов.

С учетом изложенных выше признаков технологические схемы при столбовой системе разработки пластов Первого, Второго и Третьего калийных горизонтов могут быть разделены на следующие классы:

1 – валовая выемка пласта Первого и Второго калийных горизонтов и слоев II, II-III и III пласта Третьего калийного горизонта (без отработки IV сильвинитового слоя) с полным обрушением кровли;

2 – селективная выемка пластов Первого, Второго горизонтов и слоев II, II-III и III пласта Третьего калийного горизонта (без отработки IV сильвинитового слоя) с закладкой разрушенной породы в выработанное пространство лав;

3 – слоевая селективная выемка пласта Второго калийного горизонта с полным обрушением кровли при общей подготовке слоевых лав;

4 – слоевая выемка пласта Третьего калийного горизонта с полным обрушением кровли и валовой отработкой слоев II, II-III и III нижней лавой при раздельной подготовке слоевых лав;

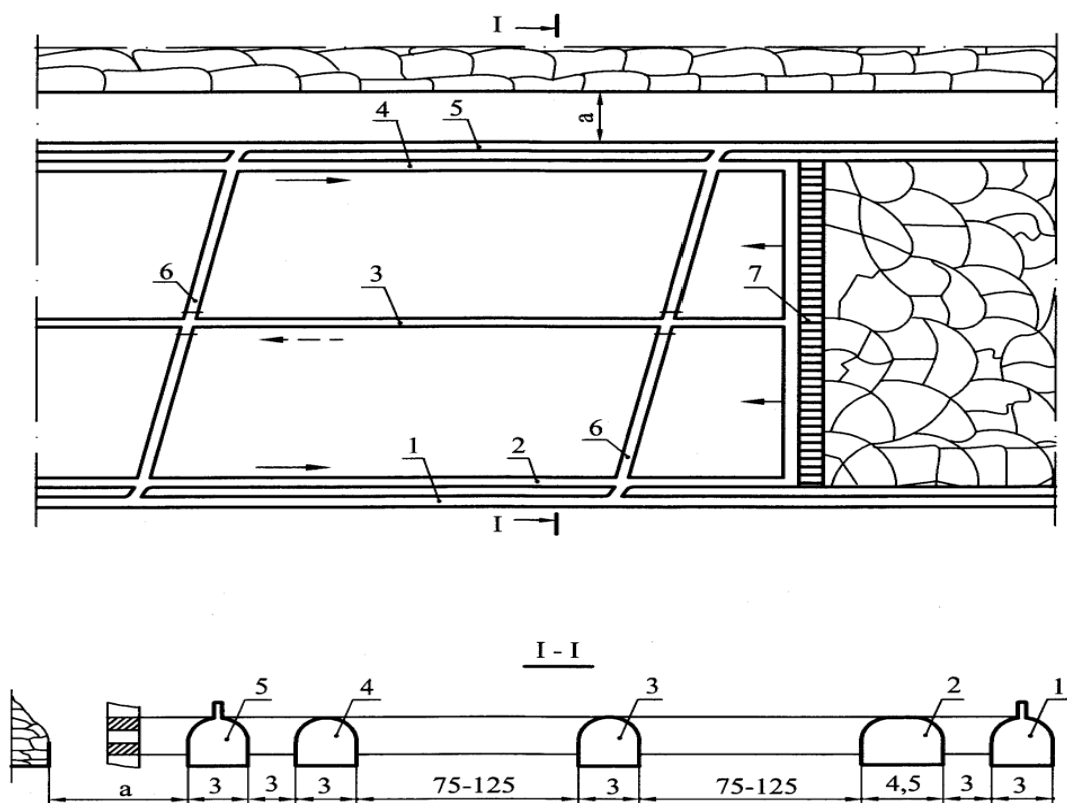
5 – слоевая селективная выемка пласта Третьего калийного горизонта с закладкой разрушенной породы в выработанное пространство нижней лавы при раздельной подготовке слоевых лав;

6 – слоевая выемка пласта Третьего калийного горизонта лавами переменной вынимаемой мощности с полным обрушением кровли;

7 – слоевая селективная (частично-селективная) выемка пласта Третьего калийного горизонта с закладкой разрушенной породы в выработанное пространство верхних или нижних лав при общей подготовке слоевых лав;

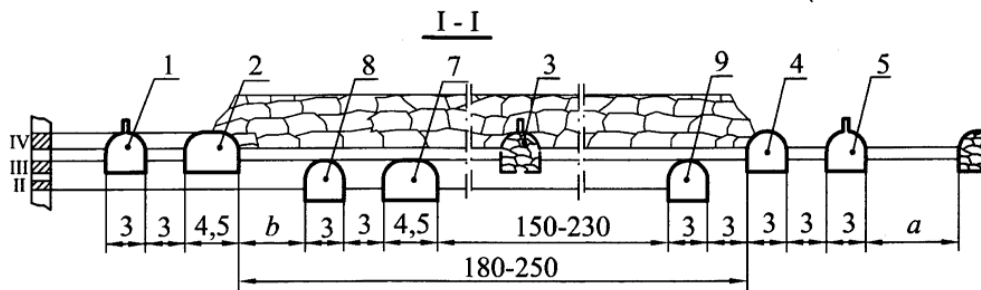
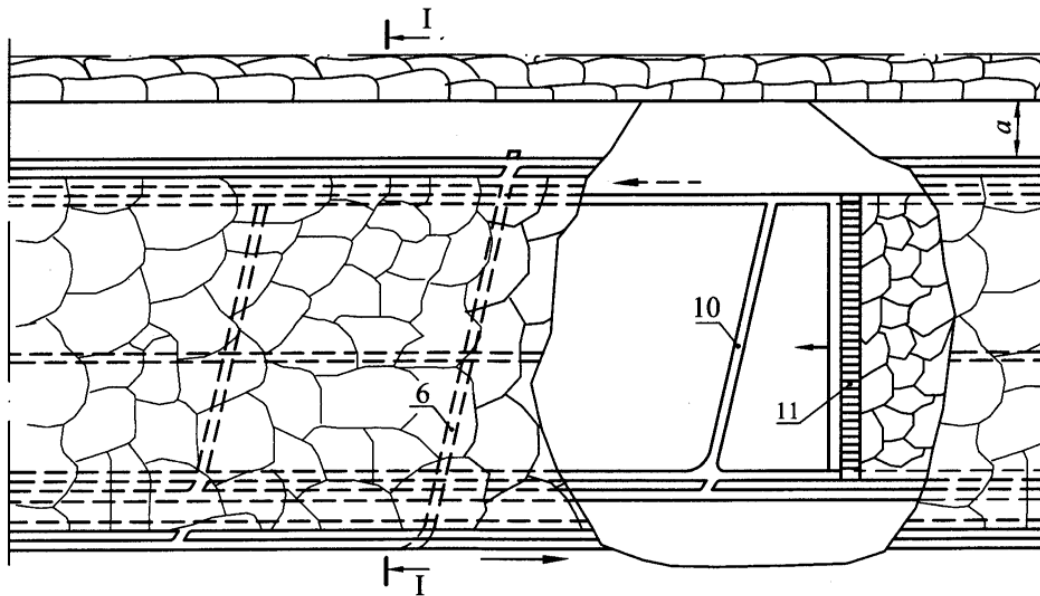
8 – селективная (частично-селективная) выемка пласта Третьего калийного горизонта на полную мощность с закладкой разрушенной породы в выработанное пространство лав.

Подготовка выемочных столбов для столбовой системы разработки должна осуществляться по панельной схеме. Допускается применение других схем подготовки в зависимости от конфигурации и раскройки шахтного поля.



1 - панельный конвейерный штрек; 2, 3 и 4 - конвейерный, вентиляционный и транспортный штреки лавы; 5 - разгружающий штрек; 6 - вспомогательные выработки; 7 - забойная крепь

Рисунок 22.1- Технологическая схема валовой выемки слоев Второго калийного горизонта



1 - панельный транспортный штрек; 2, 3, 4 - конвейерный, вентиляционный и транспортный штрек верхней лавы; 5, 6, 10 - разгружающая и вспомогательные выработки для верхней и нижней лав; 7, 8, 9 - конвейерный, транспортный и вентиляционный штреки нижней лавы; 11 - забойная крепь

Рисунок 22.2 Технологическая схема слоевой выемки Третьего калийного горизонта

23. Особенности применения столбовых и камерных систем на Старобинском месторождении

Анализ отечественного и зарубежного опыта разработки пластовых месторождений показал, что в условиях Старобинского месторождения наиболее эффективным путем снижения количественных и качественных потерь полезного ископаемого в недрах является переход с камерной на столбовую систему разработки длинными очистными забоями (лавами) с обрушением кровли.

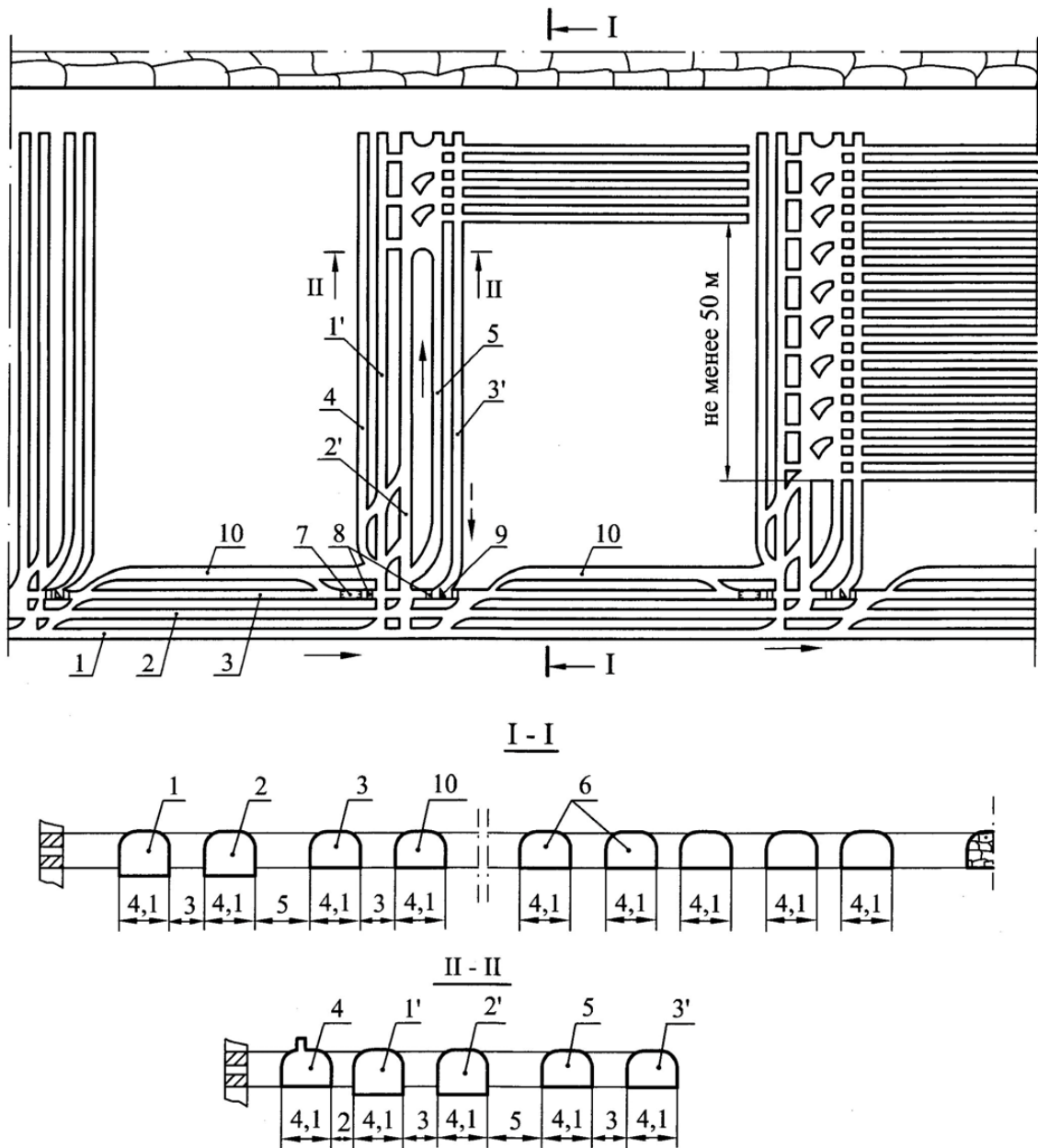
Начиная с 1969 г. на месторождении был проведен комплекс научных исследований по обоснованию применения принципиально новой технологии выемки калийных пластов длинными очистными забоями.

Было установлено, что калийные пласты защищены от водоносного горизонта толщей водонепроницаемых карбонатных и каменносоляных пород мощностью до нескольких сотен метров. Нижняя часть глинисто-мергелистой толщи, залегающей непосредственно над каменносоляными отложениями, тоже является безводной, а по своим свойствам и водоупорной. Полученные результаты давали возможность (при условиях исключения водопроявления) применять столбовую систему с обрушением кровли на всей площади месторождения.

Существенными преимуществами столбовой системы по сравнению с камерной можно считать:

- низкий уровень потерь при добыче (до 10-20 %);
- возможность перехода к поточной технологии добычи руды;
- более простые технические решения по отдельной выемке сильвинитовых и галитовых слоев;
- улучшение санитарно-гигиенических условий благодаря проветриванию очистного забоя за счет общешахтной депрессии.

При камерных системах разработки очистные работы ведутся в камерах с оставлением между ними непогашаемых целиков. Расположение камер возможно под любым углом к линии простирания пласта в зависимости от принятой технологии добычи полезного ископаемого и средств транспортирования. Различают регулярное и периодическое расположение камер. В первом случае между камерами оставляют технологические целики одинаковых размеров; во втором – кроме междукамерных периодически оставляют более широкие барьерные ленточные целики, которые разделяют участки в пределах панели. Оставление междукамерных и участковых целиков необходимо для управления горным давлением.



1, 2, 3 и 1', 2', 3' – панельные и блоковые конвейерные, транспортные и вентиляционные штреки; 4 – разгружающая выработка; 5 – стартовый штрек; 6 – очистные камеры; 7 – полукроссинги; 8 – вентиляционные перемычки; 9 – вентиляционные восстающие; 10 – выработки складирования породы.

Рисунок 23.1 Технологическая схема камерной системы разработки

24. Оптимальное соотношение между очистными и подготовительными забоями

При отработке пласта столбовой системой разработки требуется своевременно подготовить к выемке новый столб, не допуская запаздывания и излишних опережений. Необходимо ответить на следующий вопрос: при каком положении очистного забоя в пространстве необходимо начать подготовку нового столба, с тем, чтобы к моменту завершения очистных работ в действующем он был своевременно подготовлен к работе при оптимальных скоростях проведения выработок.

$$T_{оч} = T_{под} + T_{рез}, \text{ мес.} \quad (24.1)$$

$$T_{под} = t_{пл} + t_{ш} + t_{рп} + t_{мон} = t_{пл} + \frac{L}{V_{ш}} + \frac{l_l}{V_{рп}} + t_{мон} \quad (24.2)$$

где $T_{оч}$ – продолжительность отработки оставшейся части столба, мес.,

$T_{под}$ – общие затраты времени на подготовку столба, мес.,

$T_{рез}$ – резерв времени на непредвиденные задержки, мес. (около 1-2 мес)

$t_{пл}$ – время на сооружение приемных площадок, мес. (около 2-3мес)

$t_{ш}$ – время, затрачиваемое на проведение штрека, мес.,

$t_{рп}$ – время, затрачиваемое на проведение разрезной печи, мес.

$t_{мон}$ – время монтажа оборудования в лаве, мес. (прибл. 1 мес.)

L – длина столба

$V_{ш}$ – оптимальная скорость проведения штрека м/мес,

l_l – длина лавы

$V_{рп}$ – скорость проведения разрезной печи

$T_{оч} = \frac{x}{V_{оч}}$ - время отработки оставшейся части столба

$$x = T_{оч} V_{оч} \quad (24.3)$$

$V_{оч}$ – скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

25. Порядок построения календарного плана отработки полого пласта

Календарный план рудника – это заранее намеченный порядок и последовательность выполнения всей совокупности работ с отметкой времени их начала и окончания. Они необходимы для достижения главных целей с оптимальными (минимальными) затратами. Главная цель календарного плана строительства рудника – обеспечение своевременного (в оптимальный или нормативный срок) строительства рудника к начальному сроку и достижения проектной мощности по количеству и качеству добываемой рудной массы. Более общая цель календарного плана рудника – обеспечение добычи необходимого количества полезного ископаемого с оптимальными затратами в намеченные сроки.

Строительство вновь запроектированного рудника и освоение его проектной производственной мощности, как и работа уже действующего горнорудного предприятия, осуществляются на основе календарного плана. Все виды работ делятся на подготовительные (по подготовке площадки к строительству) и собственно горные работы (по строительству рудника, проходке стволов, квершлагов, штреков, этажных и перепускных восстающих, по подготовке запасов к эксплуатации и их отработке). В календарном плане строительства нового рудника наглядно и обоснованно представляются все виды как подготовительных, так и горных работ. При этом все работы и процессы должны быть представлены во взаимосвязи и в определенной, наиболее рациональной, последовательности. Календарный план должен быть оптимизирован.

В период эксплуатации составляются календарные планы на вскрытие и подготовку новых горизонтов и отработку новых этажей. Для нового рудника календарный план включает в себя все виды капитальных работ по строительству рудника (вскрытие, подготовку) и освоение проектной мощности (план развития горных работ).

Календарный план составляется на основе следующих материалов:

- 1) планов и разрезов месторождения с разбивкой на этажи, блоки, камеры и целики с указанием количества и качества в них запасов;
- 2) схем вскрытия и подготовки, протяженности и размеров выработок, объемов камерных выработок;
- 3) заданных сроков строительства предприятия и развития добычи;
- 4) принятых систем разработки, объемов подготовительно нарезных работ и скорости проходки выработок, производительности блоков при очистных и проходческих работах;
- 5) данных о расчетной производительности труда, потерях и разубоживании и т.д.

Календарные планы могут быть представлены с помощью линейных графиков, циклограмм и сетевых графиков. На линейном графике линиями представляются отдельные работы, их объемы и сроки выполнения. На них может быть дана информация по затратам труда, материалов и т.д. Более полно взаимосвязь работ отражается в планах-циклограммах, а самыми представительными являются сетевые графики.

Календарный план строительства нового рудника включает в себя общешахтные работы, а также работы по вскрытию, подготовке и очистной выемке первых этажей. В календарном плане предусматривается время на подготовку строительства площадки, проведение дорог, подводку временных водо- и электромагистральных сетей, сооружений и временных зданий, устанавливаются сроки доставки материалов для строительства постоянных объектов.

Порядок построения календарного плана отработки пласта:

1) производится выбор и расчет параметров системы разработки и подготовки

2) обосновывается порядок отработки пласта

3) вычерчиваются в масштабе:

- границы шахтного поля и гипсометрию пласта;
- главные вскрывающие и подготовительные выработки;
- целики под охраняемые объекты;

4) откладывается в масштабе годовое подвигание очистных забоев (в первый год подвигание забоя составляет 50% от проектного, второй год – 75%, третий и последующий годы 100%). Первые два года связаны с необходимостью укомплектования штата бригады рабочими, приобрести навыки и освоить технику работ в данных условиях.

26. Процессы очистной выемки при разработке рудных месторождений

Очистные работы являются главным звеном стадии очистной выемки и представляют собой комплекс взаимосвязанных производственных процессов по выемке руды из очистных забоев.

На руднике основная часть затрат по добыче полезного ископаемого приходится на основные производственные процессы очистной выемки. Показатели извлечения руды зависят, в большинстве случаев, полностью или почти полностью от очистной выемки.

Если принять денежные затраты на все процессы очистной выемки за 100%, то каждый из них занимает следующую долю:

- отбойка руды – от 20 до 80%. Меньшие значения относятся к разработке слабых руд с искусственным поддержанием очистного пространства, большие к разработке крепких руд с самотечной доставкой руды;

- доставка руды – от 10 до 60%, в том числе

- вторичное дробление от 0 до 25% (к общим затратам на очистную выемку);

- поддержание выработанного пространства – от 0 до 30%, а при дорогостоящих закладочных материалах – до 50% и более.

Каждый из перечисленных процессов может существенно влиять на показатели других процессов. Так, удешевление отбойки может ухудшить дробление руды, а это увеличит объем вторичного дробления, снизит производительность доставки руды. Применение более плотной закладки повысит затраты на нее, но даст возможность осуществлять работы с помощью мощных самоходных машин, что удешевит отбойку и доставку руды, и т. п. Поэтому в

большинстве случаев принципиальные решения должны приниматься по комплексу взаимосвязанных процессов, т. е. на базе комплексной оптимизации всей технологической схемы очистной выемки.

27. Строение Второго калийного горизонта Старобинского месторождения

Второй калийный горизонт по положению в разрезе соленосной толщи приурочен к 25-ой литологической пачке.

Условия залегания горизонта в границах шахтного поля соответствуют общей конфигурации соляной толщи всего месторождения, а именно: в южном направлении наблюдается повышение гипсометрического уровня (абс. отм. подошвы -245м), а в северо-восточной части калийная залежь полого погружается на северо-восток под углом $1 - 3^\circ$ (абс. отм. подошвы пласта -325м).

Горизонт представляет собой единый продуктивный пласт, мощность которого составляет в среднем 2,36 м. Он подразделяется на три слоя: верхний, средний и нижний.

Верхний слой состоит из чередующихся прослоев сильвинита и каменной соли мощностью от нескольких до десятков сантиметров. Мощность слоя в среднем составляет 0,81м, содержание KCL- 39,10%, содержание Н.О. - 4,62%.

Средний слой представлен каменной солью с редкой вкрапленностью сильвинита и глинистыми прослоями. Мощность слоя в среднем составляет 0,59 м, содержание KCL-4,23%, содержание Н.О. – 6,34 %.

Нижний слой представлен чередованием прослоев сильвинита, каменной соли и глины. Мощность слоя в среднем составляет 0,96м, содержание KCL – 41,51%, содержание Н.О. – 2,96%.

Для горизонта характерны локальные замещения сильвинитовых слоев каменной солью. Закономерностей в расположении зон замещений не установлено. В настоящее время запасы горизонта практически полностью погашены.

Разрабатываемый пласт и вмещающие его породы содержат в свободном и связанном (микровключенном и сорбированном) виде природные газы, в состав которых входят: азот, метан, тяжелые углеводороды, оксид и диоксид углерода и др. Газы в породах находятся в виде очаговых (гнездовых) и межслоевых скоплений, а также в микровключенном состоянии. Давление газа в очаговых скоплениях достигает 9 МПа. Распределение газов, их количество и качественный состав в пределах шахтного поля, панелей, блоков крайне неравномерно и носит зональный характер. Общая газоносность пород в выбросоопасных зонах достигает $1,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

По своему происхождению рассолы, появляющиеся при ведении горных работ на калийных горизонтах, делятся на постседиментационные и конденсационные.

Постседиментационные рассолы характеризуются высокой степенью минерализации (430-520 г/л) и содержанием в солевом составе 6 -12 г/л NaBr. Они приурочены к глинисто-карбонатным пачкам, расположенным выше Первого и

Второго калийных горизонтов. При ведении горных работ на горизонтах зона трещиноватости достигает пород глинисто-карбонатной пачки. По образовавшимся трещинам, рассолы попадают в отработанное пространство и стекают в направлении падения горизонта (северо-восток).

Конденсационные рассолы отличаются сезонным изменением объёмов и характеризуются средней степенью минерализации (360 - 390г/л) и содержанием в солевом составе 0,5-13г/л NaBr. Наибольший объём конденсационных рассолов приходится на тёплый период года. Рассолы скапливаются в выработках околоствольных дворов и прилегающих к ним панелях.

28. Строение Третьего калийного горизонта Старобинского месторождения

Третий калийный горизонт (-430м) приурочен к 13-й соляной пачке.

Абсолютные отметки подошвы пласта составляют в южной части -300 м, в северо-восточном направлении пласт погружается до абсолютных отметок -520м.

Горизонт имеет трехслойное строение и подразделяется на три пачки (сверху вниз): верхнюю сильвинитовую (непромышленную); среднюю глинисто-карналлитовую; нижнюю сильвинитовую (промышленную).

Верхняя сильвинитовая пачка представляет собой горизонтальнопереслаивание сильвинита, а иногда сильвинито-карналлитовой породы и каменной соли. Мощность сильвинитовых прослоев колеблется от 0,15м до 0,30м, прослой каменной соли имеют мощность от 0,10м до 0,60м.

Мощность верхней сильвинитовой пачки изменяется от 1,5м (скв.23) до 4,45м (скв.1). Запасы верхней сильвинитовой пачки отнесены к забалансовым (низкое содержание KCl).

Средняя глинисто-карналлитовая пачка состоит из чередующихся прослоев глины, карналлитовых, сильвинито-карналлитовых пород и каменной соли. Прослой глины и карналлитовой породы сосредоточены, главным образом, в средней части пачки. Мощность прослоев глины колеблется от 1-2см до 35см, карналлита - от нескольких сантиметров до 0,65м.

Мощность средней глинисто-карналлитовой пачки изменяется от 4,45 м (скв. 26) до 16,7 м (скв.5).

В разрезе нижней сильвинитовой пачки, состоящей из чередующихся прослоев сильвинита и каменной соли, выделено 6 сильвинитовых слоев (1-6 снизу-вверх). Мощность сильвинитовых слоев изменяется от 0,15м до 1,30м, разделяющей их каменной соли – от 0,50м до 1,35м. На балансе предприятия состоят запасы по слоям 2-4.

Нижняя сильвинитовая пачка Третьего калийного горизонта является основным рабочим пластом. Мощность этой пачки колеблется от 2,0м (скв.5) до 9,05 м (скв.13).

Подстилающие горизонт породы представлены каменной солью с глинистыми прослоями от 1 мм до 5-7см мощностью около 6 метров. Ниже залегают породы 12-й глинисто-карбонатной пачки.

Разрабатываемый пласт и вмещающие его породы содержат в свободном и связанном (микровключенном и сорбированном) виде природные газы, в состав

которых входят: азот, метан, тяжелые углеводороды, оксид и диоксид углерода и др. Газы в породах находятся в виде очаговых (гнездовых) и межслоевых скоплений, а также в микровключенном состоянии. Давление газа в очаговых скоплениях достигает 9 МПа.

Третий калийный горизонт считается выбросоопасным пластом.

При отработке Третьего калийного горизонта имеют место газодинамические явления (ГДЯ) в виде:

- внезапных выбросов соли и газа;
- обрушений пород кровли, сопровождающихся газовыделениями;
- отжима призабойной части пород, сопровождающегося звуковыми эффектами, иногда разрушением и выносом разрушенной породы в выработку.

Указанные явления могут происходить как в момент проведения выработки и отбойки руды в лаве, так и после этого, причем, они могут иметь место в призабойном пространстве и вне его (запоздалые ГДЯ).

Большинство ГДЯ связано с разрывными и складчатыми геологическими нарушениями в залегании калийных пластов (мульды, тектонические трещины и т.д.).

По своему происхождению рассолы, появляющиеся при ведении горных работ на калийных горизонтах, делятся на постседиментационные и конденсационные.

29. Общая характеристика рудников ОАО «Беларуськалий»

Старобинское месторождение калийных солей открыто в 1949 году Белорусским геологическим управлением. Геологоразведочные работы проводились в 1949 - 1952 и 1958 - 1961 годах.

В 1962 году был введен в эксплуатацию Первый калийный комбинат. В настоящее время добыча калийных солей ведется 4-мя рудоуправлениями на 6-ти шахтных полях и на Петриковском ГОК.

1 РУ: промышленные запасы Первого рудоуправления по состоянию на 1.01.2011 года составляют 75,6 млн. тонн, полное выбытие I и III калийных горизонтов ожидается к 2027 году.

Поддержание мощностей 1РУ на долгосрочный период является разработка и вовлечение запасов (247,5 млн. тонн) Березовского рудника, расположенного в южной части Четвертого шахтного поля. Строительство рудника начато 14 декабря 2006 года. Проектная мощность рудника составляет 6 млн. тонн в год, период эксплуатации не менее 40 лет.

2 РУ: по состоянию на 1.01.2011 года промышленные запасы Второго рудоуправления составляют 77,7 млн. тонн, полное выбытие III калийного горизонта ожидается к 2027 году.

Поддержание мощностей 2РУ возможно за счет вовлечения в отработку кондиционных запасов Краснослободского рудника (170 млн. тонн), являющегося сырьевой базой 2РУ. 14 февраля 2003 года начато строительство, 7 мая 2009 года сдана в эксплуатацию 1 очередь строительства Краснослободского рудника. Вовлечение в отработку балансовых запасов III калийного горизонта

Краснослободского рудника обеспечит работу рудоуправления на 35 лет при проектной мощности 6 млн. тонн руды в год. Кроме того, имеется возможность вовлечения в отработку забалансовых запасов II калийного горизонта.

Для создания резерва рудной базы предприятия запланировано вовлечение в отработку забалансовых запасов IV калийного горизонта, который является одним из наиболее широко распространенных в пределах Старобинского месторождения. Вскрытие, подготовка и отработка запасов IV калийного горизонта реализована со стороны 2РУ, в то числе и запасов, расположенных в пределах шахтных полей 1РУ и 3РУ.

3 РУ: по состоянию на 1.01.2011 года промышленные запасы Третьего рудоуправления составляют 194,2 млн. тонн.

Для сохранения мощностей 3РУ разрабатывается ТЭО по отработке запасов на Дарасинском участке, которые составляют 180 млн. тонн. Дарасинский участок Старобинского месторождения примыкает с востока к шахтному полю Третьего рудоуправления. При проектной мощности в 6 млн. тонн, срок службы рудника составит не менее 45 лет. Резервной сырьевой базой для Третьего рудоуправления является вовлечение в отработку запасов I калийного горизонта.

4 РУ: четвертое рудоуправление располагает самыми большими запасами полезного ископаемого. Площадь горного отвода 4-го рудника и количество располагаемых на этой площади запасов предполагали более высокую производительность рудника.

Для компенсации объемов калийной руды шахтного поля Четвертого рудоуправления, связанного с обеспечением сырьем Первого рудоуправления с Березовского участка, планируется вскрытие и отработка запасов на II и III калийных горизонтах – севернее границы горного отвода Четвертого рудоуправления, а также отработка части шахтного поля Нежинского участка, промышленные запасы которого составляют 375 млн. тонн.

30. Общая характеристика Старобинского месторождения калийных солей

Старобинское месторождение калийных солей является одним из крупнейших калийных месторождений мира (около 350 кв. км). Расположено в южной части Минской области Республики Беларусь. По своему строению представляет собой пологую (угол падения - 1-3° на северо-восток) пластовую залежь, состоящую из четырех калийных горизонтов - с первого по четвертый (сверху вниз). Расстояние между калийными горизонтами составляет от 50-60 метров (между первым и вторым) до 150-200 метров (между вторым и третьим, а также между третьим и четвертым).

На Старобинском месторождении калийных солей горные работы ведут с применением столбовой, камерной и комбинированной систем разработки, которые выбираются из конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

Старобинское месторождение калийных солей открыто в 1949 году Белорусским геологическим управлением. Геологоразведочные работы проводились в 1949 - 1952 и 1958 - 1961 годах.

Старобинское месторождение калийных солей расположено на территории Любанского и отчасти Слуцкого районов Минской области. В геоморфологическом отношении поверхность района исследований представляет собой равнину полесского типа.

Старобинское месторождение калийных солей расположено в пределах Припятского калийного бассейна на юго-востоке РБ. В пределах бассейна на кристаллических породах верхнего докембрия залегают девонские отложения, которые подразделяются на подсолевую нижнюю соленосную, межслоевую, верхнюю соленосную и надсолевую толщу. Мощность каждой составляет от нескольких десятков до нескольких сотен и даже тысяч метров. Калийные горизонты залегают в верхней соленосной толще. Надсолевая толща представлена глинисто- мергелистыми породами по всей площади бассейна, перекрыта ледниковыми отложениями мощностью 70-90м.

Второй калийный горизонт имеет мощность от 1,5 до 3,8 м (в среднем 2,2-2,8 м). Вскрыт на глубине от 368 до 817 м, состоит из двух сильвинитовых слоев, разделенных слоем каменной соли. Второй калийный горизонт содержит 23% руды от общих запасов.

Третий калийный горизонт хорошо изучен, вскрыт на глубине от 451 до 1083 м. Состоит из трех пластов: нижнего сильвинитового, среднего глинисто-карналитового и верхнего сильвинитового. Верхний слой отнесен к непромышленным, глинисто-карналитовый пласт залегают в кровле нижнего сильвинитового пласта. Содержит много газов и осложняет разработку нижнего сильвинитового пласта, который является основным рабочим пластом. Нижний сильвинитовый пласт состоит из 7-ми сильвинитовых слоев, между которыми располагаются слои каменной соли. Отрабатываются 4 сильвинитовый слой (мощностью 0,8- 1,4м) и 2-ой и 3-ий сильвинитовые слои (мощностью 1,6- 2,3).

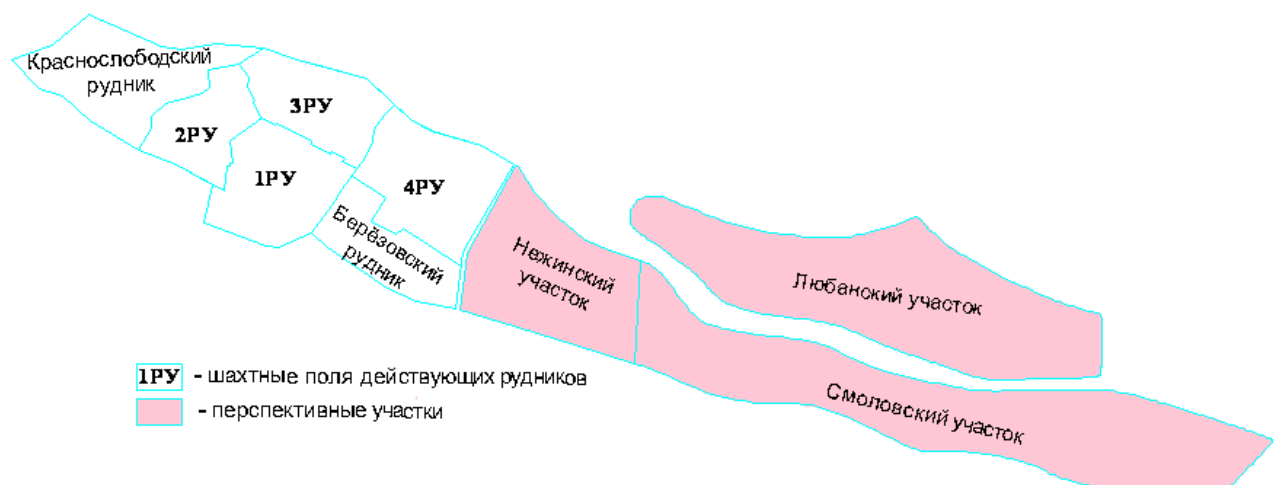


Рисунок 30.1- Шахтные поля Старобинского месторождения калийных солей

31. Состояние и перспективы развития калийной отрасли

Основные запасы калийных солей в мире сконцентрированы в гигантских соленосных бассейнах и месторождениях ископаемых солей, расположенных на территории небольшого числа стран, в то время как потребителями калийных удобрений являются почти все страны мира. Поэтому для регионов, где спрос на удобрения особенно велик (Юго-Восточная Азия, Китай, Индия, Бразилия), весьма актуальной становится задача выявления и разведки новых месторождений калийных солей. В последние годы активные геологоразведочные работы на калийное сырье развернулись в странах Африки и Азии.

Мировые запасы калийных солей отличаются высокой концентрированностью. Канада обладает около 46 % всех мировых запасов. Россия находится на втором месте – около 35 %, на третьем месте – Беларусь – около 8 %. Более 80 % всех мировых запасов калийных солей находятся в трех странах, где расположены три крупнейших месторождения – Саскачеванское, Верхнекамское и Старобинское.

Добычу калийных солей и производство калийных удобрений в настоящее время ведут 12 стран мира, в то время как потребляют их более 150 стран.

Общие запасы солей в мире оцениваются примерно в 40 млрд. тонн, подтвержденные – в 11,7 млрд. тонн. Основными странами, владеющими как общими, так и подтвержденными запасами, являются Россия, Канада, Беларусь, Германия. Значительными общими запасами располагают Израиль и Иордания. Среди стран, не добывающих калийные соли, наибольшими общими и подтвержденными запасами обладает Туркменистан. Континентами с дефицитом запасов калийных солей являются Африка и Австралия.

Около 90 % промышленных запасов калийсодержащего сырья находится в осадочных залежах, образовавшихся при испарении морской воды. Вторым значительным промышленным источником калийсодержащего сырья, составляющего около 10 % от общих запасов, являются природные концентрированные рассолы.

Основной объем добычи калий содержащего сырья (около 87 %) дают обычные рудники, около 4 % извлекается путем подземного выщелачивания твердых калийных солей из залежей и около 9 % извлекается из природных рассолов (Мертвое море в Израиле и Иордании, озера в США, Чили и Китае).

В перспективе – увеличение производства минеральных удобрений до 14,0 млн т. в год за счет вовлечения в отработку Петриковского месторождения калийных солей.

Л и т е р а т у р а

1. Килячков А.Л. Технология горного производства. М.: Недра, 1992.
2. Технология, механизация и организация подземных горных работ. /М.Л.Жигалов, С.А.Ярунин. М.: Недра, 1990.
3. Казаков В.Б. Вскрытие, подготовка и системы разработки пластовых месторождений. М.: Международная педагогическая академия, 1996.
4. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. С.Х. Клорикьян, В.В.Старичнев, М.А.Сребный и др. М.: МГГУ, 1994
5. Михеев О.В., Виткалов В.Г. и др. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий. М.: МГГУ. 2001