

ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ

А.А. Кологривко

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО.
ПОДЗЕМНЫЕ
ГОРНЫЕ РАБОТЫ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ



ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ

серия основана в 1996 г.



А.А. КОЛОГРИВКО

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО. ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

*Допущено
Министерством образования Республики Беларусь
в качестве учебного пособия
для студентов высших учебных заведений
по специальностям «Разработка месторождений
полезных ископаемых»,
«Горные машины и оборудование»*

Электронно-
Библиотечная
Система
znanium.com

Соответствует
Федеральному государственному
образовательному стандарту
3-го поколения

Минск
«Новое знание»

Москва
«ИНФРА-М»

2014

УДК 622.1(075.8)
ББК 33.12я73
К61

ФЗ Издание не подлежит маркировке
№ 436-ФЗ в соответствии с п. 1 ч. 1 ст. 11

Рецензенты:

заведующий кафедрой «Разработка, эксплуатация нефтяных месторождений и транспорт нефти» УО «Гомельский государственный технический университет им. П.О. Сухого», кандидат технических наук, доцент *А.В. Захаров*;

заместитель генерального директора по производству ОАО «Беларуськалий», кандидат технических наук *Н.А. Дакужо*

Кологривко, А.А.

К61 Маркшейдерское дело. Подземные горные работы : учеб. пособие / А.А. Кологривко. — Минск : Новое знание ; М. : ИНФРА-М, 2014. — 412 с. : ил. — (Высшее образование).

ISBN 978-985-475-446-8 (Новое знание)

ISBN 978-5-16-004758-4 (ИНФРА-М) (print)

ISBN 978-5-16-100459-3 (ИНФРА-М) (online)

Рассмотрены задачи маркшейдерской службы при строительстве шахт, рудников и подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Описаны технологии маркшейдерских работ при строительстве технологического комплекса, проведении вертикальных, горизонтальных и наклонных выработок, различных системах разработки месторождений. Даны основные сведения о маркшейдерской документации. Приведены конкретные примеры решения задач различного уровня сложности на различных этапах разработки месторождений.

Для студентов специальностей горного, геологического и геодезического профилей. Может быть полезно работникам НИИ и специалистам, непосредственно связанным с недропользованием.

УДК 622.1(075.8)

ББК 33.12я73

ISBN 978-985-475-446-8 (Новое знание)

ISBN 978-5-16-004758-4 (ИНФРА-М)

ISBN 978-5-16-100459-3 (ИНФРА-М) (online)

© Кологривко А.А., 2011

© ООО «Новое знание», 2011

Содержание

Предисловие	7
Введение	9
I. Задачи маркшейдерской службы при строительстве шахт (рудников) и подземной разработке месторождений полезных ископаемых	16
II. Маркшейдерские работы при строительстве технологического комплекса на промышленной площадке	25
II.1. Рабочие работы	25
II.2. Работы при сооружении шахтного подъема	31
2.2.1. Работы при одноканатном подъеме	35
2.2.2. Работы при многоканатном подъеме	62
III. Маркшейдерские работы при строительстве вертикальных шахтных стволов	98
III.1. Работы при проведении и креплении стволов. Профилировка стенок ствола	99
III.2. Работы при армировании ствола	111
3.2.1. Монтаж армировки	112
3.2.2. Канатная армировка	122
3.2.3. Работы по контролю за состоянием профиля пропудников и стенок шахтных стволов в процессе их эксплуатации	128
III.3. Работы при проведении стволов способом замораживания горных пород	133
III.4. Работы при проведении стволов способом бурения	141
IV. Маркшейдерские работы при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок	149
4.1. Издание направления в горизонтальной плоскости	149
4.2. Издание направления в вертикальной плоскости	161
4.3. Издание направления горным выработкам, проводимым встречными и догоняющими забоями	164
4.3.1. Последовательность проведения выработок встречными забоями	165

4.3.2. Сбойки горизонтальных и наклонных выработок, проводимых в пределах одной шахты	167
4.3.3. Сбойки горизонтальных и наклонных выработок, не сообщающихся между собой	178
4.3.4. Сбойки вертикальных выработок	182
4.4. Работы при проведении наклонных шахтных стволов	184
4.5. Работы при проведении околоствольных выработок	190
5. Маркшейдерские соединительные съемки	196
5.1. Виды соединительных съемок	196
5.2. Ориентирование через штольню или наклонную выработку	201
5.3. Ориентирование через один вертикальный ствол	203
5.4. Ориентирование через два вертикальных ствола	220
5.5. Гироскопическое ориентирование	229
5.6. Вертикальная соединительная съемка	235
5.6.1. Передача высотной отметки с помощью длинной ленты	237
5.6.2. Передача высотной отметки с помощью дальномера ДА-2	240
6. Маркшейдерские работы при углубке вертикальных шахтных стволов	247
6.1. Восстановление центра и осей шахтного ствола	247
6.2. Работы при углубке шахтного ствола	252
7. Съемка и замеры подземных горных выработок	258
7.1. Подземные маркшейдерские опорные сети	260
7.1.1. Построение подземных опорных сетей	260
7.1.2. Угловые измерения	264
7.1.3. Линейные измерения	266
7.1.4. Определение высот пунктов опорной сети	268
7.2. Подземные маркшейдерские съемочные сети	273
7.2.1. Угловые и линейные измерения	274
7.2.2. Определение высот пунктов съемочной сети	276
7.3. Ориентирование подэтажных выработок	277
7.3.1. Ориентирование через одну вертикальную выработку по способу створа двух отвесов	277

7.3.2. Ориентирование через одну наклонную выработку с помощью наклонного шнура и вспомогательных отвесов	279
7.3.3. Ориентирование через одну наклонную выработку с помощью несвободного отвеса	280
7.3.4. Ориентирование через одну наклонную выработку способом створных отвесов	282
7.3.5. Ориентирование через одну выработку с помощью двух угломерных приборов и ориентирно-дальномерной накладной рейки	283
7.3.6. Передача высотной отметки на поэтажные выработки	285
7.4. Съемка капитальных и подготовительных выработок	286
7.5. Съемка нарезных и очистных выработок	293
7.5.1. Съемка нарезных и очистных выработок при разработке пластовых месторождений	295
7.5.2. Съемка нарезных и очистных выработок при разработке рудных месторождений	306
7.6. Съемка подземных пустот и камер	322
7.7. Замеры подземных горных выработок	328
7.7.1. Замеры в подготовительных и нарезных выработках	329
7.7.2. Замеры в очистных выработках	332
7.8. Маркшейдерский контроль оперативного учета добычи полезных ископаемых	334
8. Наблюдения за проявлением горного давления	338
8.1. Комплекс работ по наблюдению за проявлением горного давления	338
8.2. Оценка устойчивости контура незакрепленной выработки	339
8.3. Маркшейдерское обслуживание горных работ в опасных зонах	351
9. Работы на земной поверхности	354
9.1. Работы при сооружении и эксплуатации солеотвалов и шламохранилищ	354
9.2. Работы при рекультивации земель	356

10. Маркшейдерская документация	358
10.1. Сроки хранения маркшейдерской документации	358
10.2. Первичная и вычислительная маркшейдерская документация	361
10.3. Графическая маркшейдерская документация	365
11. Сдвижение горных пород	374
11.1. Влияние горных работ на подрабатываемые объекты	374
11.2. Параметры процесса сдвижения горных пород	375
11.3. Факторы, влияющие на характер процесса сдвижения горных пород	383
11.4. Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов, расположенных на земной поверхности	385
11.5. Охраняемый контур и берма	393
11.6. Условия безопасной подработки железных дорог	395
11.7. Построение предохранительного целика под отдельный объект	398
Заключение	403
Приложение	405
Список использованной литературы	409

Предисловие

Содержание учебного пособия соответствует типовой учебной программе дисциплины «Геодезия, маркшейдерское дело и геометризация недр» для высших учебных заведений по специальности 1–51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» (по направлениям). Дисциплина включает три раздела. Первый раздел — «Геодезия» — предусматривает изучение геодезических, геодезическо-маркшейдерских измерений и расчетов с использованием современных приборов и инструментов. Его читают студентам второго курса. Два других раздела — «Маркшейдерское дело и геометризация недр при ведении открытых горных работ» и «Маркшейдерское дело и геометризация недр при ведении подземных горных работ» — посвящены технологии ведения маркшейдерских работ и геометризации недр при разработке месторождений полезных ископаемых открытым и подземным способами. Они читаются на четвертом курсе после изучения дисциплин «Открытые горные работы» и «Подземные горные работы».

Цель настоящего учебного пособия — закрепить и углубить знания о маркшейдерских работах при строительстве шахт и рудников, подземной разработке месторождений полезных ископаемых, полученные студентами на лекциях и практических занятиях. Это и определило название первого в Республике Беларусь учебного пособия по маркшейдерскому делу.

Для обеспечения активного освоения материала учебного пособия и увязки выполнения маркшейдерских работ с технологией ведения подземных горных работ в один технологический процесс материал излагается в четкой последовательности, соответствующей проведению подземных горных работ.

В начале каждой главы кратко излагается общая технология ведения подземных горных работ, затем описано выполнение маркшейдерских работ и приведены конкретные примеры решения маркшейдерских задач различного уровня

сложности. Это поможет студентам более детально разобраться в вопросах практического ведения маркшейдерских работ.

Учебное пособие предназначено для студентов специальностей «Разработка месторождений полезных ископаемых», «Горные машины и оборудование» дневной и заочной форм обучения. Многие сведения будут полезны студентам специальностей геологического, геодезического и строительного профиля, работникам научно-исследовательских и проектных институтов, а также производственных предприятий, непосредственно связанных с недропользованием.

Автор выражает благодарность рецензентам: Захарову Андрею Викторовичу — кандидату технических наук, доценту, заведующему кафедрой «Разработка, эксплуатация нефтяных месторождений и транспорт нефти» УО «Гомельский государственный технический университет имени П.О. Сухого» и Дакуко Николаю Александровичу — кандидату технических наук, заместителю генерального директора по производству РУП «ПО «Беларуськалий» — за внимание к работе и предложения, способствовавшие улучшению ее содержания.

ВВЕДЕНИЕ

Термин «маркшейдерское дело» (нем. Markscheidenkunst от Mark — граница, межа, знак + scheiden — различать, устанавливать, обозначать + Kunst — дело, искусство) появился в XVI веке, когда в горной промышленности Германии возникла необходимость в специалистах-горняках, обладающих знаниями по установлению под землей границ, в пределах которых горнопромышленники имели право вести подземную разработку месторождений полезных ископаемых.

Термины «маркшейдерия», «маркшейдерское дело», «маркшейдерские работы» и «маркшейдер» прочно вошли в научную, техническую, справочную и учебную литературу, а также в горное производство, и хотя дословные их переводы не отражают современных представлений и требований к маркшейдерской службе, тем не менее они используются и в настоящее время. Предложения о замене термина «маркшейдерское дело» другим, более полно отражающим рассматриваемую область знаний, не получили широкого признания.

На маркшейдерскую службу современных предприятий-недропользователей возлагаются весьма масштабные, разноплановые и ответственные задачи, решение которых, в конечном счете, определяет безопасность и эффективность ведения горных работ с учетом требований рационального использования недр и охраны окружающей среды.

Маркшейдерское дело — область горной науки и техники, занимающаяся комплексом измерений, вычислений и геометрических построений всех видов, выполняемых на всех стадиях поиска, разведки месторождений полезных ископаемых, проектирования, строительства, эксплуатации и ликвидации (реконструкции, консервации) предприятий по добыче полезных ископаемых и подземных объектов, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Объектами профессиональной деятельности маркшейдера являются горнодобывающие, горно-строительные предприятия, геологоразведочные организации, а также организации, эксплуатирующие сооружения различного назначения и другие объекты, связанные с добычей и переработкой полезных ископаемых и использованием подземного пространства.

В соответствии с действующими техническими документами к маркшейдерским работам относятся геодезические и топографические съемки, выполняемые для нужд горной промышленности. Роль маркшейдера далеко не ограничивается перенесением геометрических элементов сооружений с проекта в натуру, съемками горных работ и контролем полноты выемки полезного ископаемого. Маркшейдер производит сбор, систематизацию и обработку информации об особенностях недр и горно-геологических факторах, влияющих на рациональное ведение горных работ, выявляет закономерности их пространственного размещения, прогнозирует горно-геологические условия разработки месторождений, что является весьма важным при современных способах механизации разработки месторождений, добычи полезного ископаемого заданного состава при обеспечении безопасного ведения горных работ.

Недра предоставляются в пользование:

- для геологического изучения;
- добычи полезных ископаемых;
- строительства и (или) эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых;
- образования особо охраняемых природных территорий и объектов, имеющих научную, историческую, культурно-эстетическую, санитарно-оздоровительную или иную ценность;
- сбора минералогических, палеонтологических и других уникальных геологических материалов.

Недра могут предоставляться в пользование одновременно для геологического изучения (поисков, разведки) и добычи полезных ископаемых. В этом случае добыча может производиться как в процессе геологического изучения, так и непосредственно по его завершении (см. приложение).

Характерной особенностью маркшейдерских работ на современном этапе и в перспективе является безусловное расширение сферы их деятельности в горном производстве. Наряду с традиционными видами работ маркшейдерская служба разрабатывает мероприятия:

- по ведению горных работ в опасных зонах;
- охране зданий, сооружений и природных объектов, подверженных влиянию процессов сдвижения горных пород;
- рациональному расположению выработок;
- управлению горным давлением;
- созданию рациональных и эффективных схем развития горных работ;
- рациональному использованию недр и охране окружающей среды, в том числе при рекультивации земель;
- эффективному и безопасному ведению горных работ под подземными объектами в опасных зонах.

Область влияния, участия и компетенции маркшейдера распространяется, кроме того, на планирование и прогнозирование горного производства, экономику предприятия, изучение геомеханических явлений, механики подземных сооружений. Все это ведет к существенным изменениям и дополнениям методики, техники и технологии маркшейдерских работ. Внедрение в практику новейших высокопроизводительных приборов обеспечивает необходимый уровень точности и оперативности результатов измерений, что безусловно оказывает положительное влияние на организацию производства маркшейдерских работ.

Повышение качества горной графической документации, своевременность изготовления, полнота и достоверность содержания планов занимают важное место в горном производстве, оказывая влияние на правильность решения производственных задач. К чертежам горной графической документации предъявляются высокие требования по точности, наглядности, детальности картографического изображения, сроку хранения.

Правильное изображение подземных очистных и подготовительных выработок на соответствующих маркшейдерских

чертежах необходимо прежде всего для вычисления фактического объема горных работ по добыче полезного ископаемого. Эта задача наиболее ответственна, а ее решение требует особой тщательности, так как связано с оценкой работы не только отдельных рабочих коллективов, но и предприятия в целом. Все другие задачи и производственные вопросы решаются на основе графического материала, составленного по результатам маркшейдерской съемки, точность которой должна удовлетворять требованиям соответствующих инструкций. Получаемая в результате съемки информация графически наносится на маркшейдерские планы и оперативно обрабатывается.

Проведение маркшейдерских работ необходимо не только в условиях месторождений, находящихся в промышленном освоении, но и в геологоразведке. Это важно для месторождений, степень изученности которых еще не позволяет проектировать их освоение, а для установления такой целесообразности требуется проведение геологоразведочных работ, зачастую параллельно с внедрением новых нетрадиционных способов разработки полезных ископаемых и их технологического передела.

Ведение маркшейдерских работ при разведке новых месторождений связано с выполнением работ на объектах, находящихся на значительных расстояниях друг от друга. Из-за удаленности объектов возникает необходимость в оперативном маркшейдерском обеспечении горных работ и привязке их к существующим планово-высотным сетям. Роль маркшейдера в геологоразведке возрастает и при учете запасов полезных ископаемых.

Решение маркшейдерских задач, методика съемок, а также технология работ по добыче нефти и газа требуют специальных знаний. К основным из них относятся маркшейдерские работы при направленном бурении. Следует отметить, что работы по поиску нефти активизируют геологические исследования других полезных ископаемых. Маркшейдерская служба должна решать вопросы, связанные с геометризацией залежей нефти и газа, оценкой точности подсчета запасов,

учетом потерь и охраной недр, съемкой скважин и обслуживанием их бурения по проекту.

Особо отметим задачи в области геометрии и квалиметрии недр. В настоящее время геометризация месторождений полезных ископаемых всех видов стала одним из важнейших элементов работы маркшейдерской (маркшейдерско-геологической, геолого-маркшейдерской) службы предприятий. Формы, условия залегания и размещение в недрах компонентов твердых полезных ископаемых имеют разную, порой очень сложную геометрию. Выявление и математическое выражение этой геометрии с требуемой степенью точности является одной из главных задач маркшейдера. К последним относятся также и квалиметрия недр — изучение методов количественной комплексной оценки качества и свойств продукции, и также методов регулирования и управления свойствами продукции в процессе горного производства.

От того, насколько правильно будет решен вопрос планирования добычи сырья с заданным содержанием полезного компонента (предварительного усреднения) на этапах проектирования и эксплуатации, зависит степень однородности состава сырья при добыче и соответственно размер затрат по усреднению на последующих этапах (промежуточных складах, фабриках, заводах). Поэтому правильное, строго научное планирование добычи на всех этапах и предварительное усреднение руд — это важнейшие экономические показатели деятельности горного предприятия. Роль маркшейдера возрастает и при установлении кондиций, управлении движением шахсов, учете добычи, потерь и разубоживания.

Итак, все вышеизложенные положения определяют широкие перспективы деятельности маркшейдера в комплексном освоении месторождений полезных ископаемых.

Кроме того, в последнее время отмечается активизация работ по освоению подземного пространства, не связанного с добычей полезных ископаемых. Это наиболее заметно в современных мегаполисах, где реализуются различные программы по комплексному освоению подземного пространства, в частности строительство метрополитена.

Маркшейдерские работы при строительстве метрополитенов имеют ряд особенностей как в отношении условий проведения измерений, так и в отношении применяемых при этом методов. К основным из них следует отнести:

- методы установления геометрической связи между геодезическо-маркшейдерскими основами, построенными на земной поверхности и в пространстве тоннеля;
- необходимость повторных измерений для контроля и уточнения положения основы;
- методы контроля измерений и разбивок;
- ведение проходческих работ тоннельными щитами;
- прокладка висячих подземных полигонометрических и нивелирных ходов;
- контроль выполнения объемов работ;
- наблюдение за состоянием тоннелей и станций действующих линий.

Роль маркшейдера возрастает в тех случаях, когда сбойка осуществляется готовыми тоннелями, сооружаемыми на полный профиль. Сбойка предъявляет высокие требования к ориентировке подземных выработок, поскольку расхождения осей встречных тоннелей, превышающие 100 мм, являются недопустимыми, так как при этом проектный габаритный запас оказывается недостаточным. Более того, маркшейдеры вплотную сталкиваются со сложными инженерно-геологическими и инженерно-техническими условиями строительства, стесненными условиями производства работ, обусловленными плотной городской застройкой, постоянно возрастающей нагрузкой на геотехногенные системы и необходимостью обеспечения беспрепятственного движения городского транспорта в районе строительства.

Специфика ведения маркшейдерских работ в метро- и тоннелестроении является причиной действия инструкций, разделяющих производство маркшейдерских работ в горнодобывающей промышленности и при строительстве метрополитенов и тоннелей различного назначения.

Освоение подземного пространства, не связанное с разработкой месторождений полезных ископаемых, широко рас-

пространство при строительстве подземных сооружений промышленного, сельскохозяйственного, специального, транспортного и медицинского назначения, а также при сооружении различных хранилищ. Очевидно, что при строительстве подземных сооружений различного назначения, которое хотя и ведется с использованием способов и методов, принятых в инженерной геодезии, необходимо производство маркшейдерских работ, например, при оценке геомеханического состояния грунтового массива, влияния горно-строительных и горно-проходческих работ на земную поверхность, здания и сооружения. Это, в свою очередь, диктует необходимость совершенствования маркшейдерских работ в области теории и практики их проведения, организации и методов, а также внедрения новейших достижений науки и техники в производство.

Таким образом, можно выделить следующие основные направления ведения маркшейдерских работ:

- подземная и открытая разработка месторождений полезных ископаемых;
- разработка нефтяных и газовых месторождений;
- ведение геологоразведочных работ;
- освоение подземного пространства, не связанное с разработкой месторождений полезных ископаемых.

Современное состояние и перспективное развитие недропользования свидетельствует об исключительной важности изучения маркшейдерского дела.

1

ЗАДАЧИ МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ШАХТ (РУДНИКОВ) И ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Подземную разработку месторождений полезных ископаемых ведут горные предприятия — шахты и рудники, в пределах отведенных для них частей месторождений.

Шахта — производственная единица горного предприятия, предназначенная для подземной разработки полезного ископаемого (преимущественно горючего — угли, сланцы, битумы) в пределах отведенной для нее части месторождения (шахтного поля).

Рудник — горное предприятие, предназначенное преимущественно для подземной разработки полезного ископаемого (руд, горно-химического сырья, строительных материалов) в пределах отведенной для нее части месторождения (рудничного поля).

При рассмотрении вопросов ведения маркшейдерских работ различия в определениях «шахта» и «рудник» являются условными. Поэтому указанные термины в дальнейшем будем использовать как синонимы.

Процесс строительства шахт разделяют на три периода:

□ подготовительный — сооружение объектов, необходимых для строительства стволов;

□ первый основной — проведение ствола и сопрягающихся с ним выработок, армирование, монтаж оборудования подъема, водоотлива и вентиляции;

□ второй основной — проведение горизонтальных и наклонных выработок, окончание строительства поверхностных зданий и сооружений, сдача шахты в эксплуатацию.

Подготовительному периоду предшествует ряд организационных мероприятий: составление задания на проектиро-

вине, разработка и утверждение проектно-сметной документации, осуществление финансирования работ, согласование планов материально-технического снабжения и поставки оборудования, оформление документации и проведение отвода в натуре земельного и горного участков, освобождение территории земельного участка, согласование планов строительно-монтажных работ с генеральным подрядчиком и субподрядными организациями, обеспечение строительства рабочими кадрами и их жилищно-бытовое устройство и др.

После проведения указанных мероприятий приступают к *строительно-монтажным работам подготовительного периода*, который является важным этапом строительства шахты. От своевременного и качественного его выполнения во многом зависит успешное осуществление основных горно-проходческих работ и строительства шахты в целом.

Комплекс строительно-монтажных работ подготовительного периода разделяют на операции, которые выполняют за пределами промышленной площадки (внешнеплощадные работы — строительство железных и автомобильных дорог, линий электропередачи, водопровода, канализации, очистных сооружений и др.) и непосредственно на самой площадке (внутриплощадные работы — строительство зданий и сооружений для проведения работ первого основного периода).

Освоение промышленной площадки начинают с работ нулевого цикла, включающего рубку и корчевание леса, удаление растительного слоя, горизонтальную и вертикальную планировку площадки, разбивку осей зданий, сооружение коллекторов для подземных коммуникаций и резервуаров запасной воды и воды для тушения пожаров, строительство дорог на шахтной площадке, разбивку котлованов и траншей с выкладкой фундаментов под здания и сооружения.

После окончания работ нулевого цикла начинают строительство зданий и сооружений. В подготовительный период строят административно-бытовой комбинат, в котором размещают помещения для аппарата управления, нарядную, механическую мастерскую с кузнечным, слесарным и электрическим отделениями, раздевалку, душ. Возводят компрессор-

ную станцию с воздухоборниками и градирней, различные склады, а также проходят устье ствола и технологический отход, монтируют копер с нулевой рамой и разгрузочным станком, подъемную машину, тихоходные проходческие ледbedки для подвески в стволе ставов труб и оборудования, приствольный бетонорастворный узел и другое оборудование, необходимое для проведения ствола.

Основные маркшейдерские работы при строительстве шахт — производство разбивочных работ, предназначенных для переноса в натуру геометрических элементов сооружаемых объектов, предусмотренных проектом, и контроль за их соблюдением в процессе строительства.

Под *геометрическими элементами* сооружаемых объектов — зданий, сооружений, строительных конструкций, технологического оборудования и горных выработок — понимают их характерные точки, оси и плоскости, например центр ствола, центр подъемной машины, главные и основные оси здания, ось колонны, ось штрека, плоскость ведущего шкива.

Геометрическими параметрами называют расстояние между точками, осями и поверхностями, предусмотренные проектом углы между осями или осью и плоскостью, радиусы закруглений, габариты горных выработок, диаметры цилиндрических элементов оборудования.

Строительная организация к началу строительства должна иметь техническую и проектную документацию, которая для вновь строящихся горных предприятий включает:

- технический отчет о топографо-геодезических работах, выполняемых на участках строительства, топографический план территории, предусмотренной для застройки;

- строительные генеральные планы промышленной площадки по периодам строительных работ в масштабе 1:500;

- разбивочный генеральный план с данными геодезической подготовки к разбивке сооружений с проектом размещения пунктов разбивочной сети;

- генеральный план постоянных и временных подземных коммуникаций;

- план расположения проходческого оборудования для проходки шахтных стволов;
- планы земляных работ и вертикальной планировки с распределением земляных масс;
- рабочие чертежи сооружений нулевого цикла.

При реконструкции и расширении существующих горных предприятий и при строительстве отдельно стоящих объектов и сооружений приведенный перечень необходимой технической документации может быть сокращен.

Основные задачи маркшейдерской службы при строительстве шахт:

- изучение и проверка проектных чертежей строящихся объектов;
- перенесение в натуру (разбивка) геометрических элементов поверхностных и подземных сооружений;
- контроль за соблюдением установленного проектом соотношения геометрических элементов зданий, сооружений, технологического оборудования и подземных горных выработок;
- исполнительная съемка как законченных объектов, так и на определенных стадиях строительства, составление графических документов фактического положения построенных сооружений и пройденных горных выработок, а также пополнение и обновление планов промышленных площадок и планов поверхности на участках строительства.

Проектную документацию проверяют сопоставлением рабочих чертежей зданий и сооружений с генеральным планом, а также проекта с расположением существующих сооружений и с рельефом местности.

Проектные размеры и сечения шахтных стволов и других горных выработок должны соответствовать габаритам размещаемого в них оборудования с учетом требований, определяемых нормативными документами.

Проектные чертежи околоствольных выработок проверяют построением проектных планов по осям выработок, которыми руководствуются при перенесении их в натуру.

О несоответствиях, выявленных в проектных чертежах, маркшейдерская служба письменно уведомляет руководство строительной организации, а та, в свою очередь, информирует заказчика и проектную организацию для внесения исправлений и корректировки проекта.

Разбивку зданий и сооружений, задание направлений горным выработкам выполняют по проектным чертежам, имеющим визы заказчика: «К производству работ».

Маркшейдерские работы по перенесению геометрических элементов проекта в натуру производят на основе пунктов маркшейдерских опорных сетей, разбивочных (строительных) сетей и осевых пунктов шахтных стволов. Проект разбивочной сети, как правило, должен быть разработан проектной организацией.

Построение разбивочной сети, вынесение и закрепление осей шахтных стволов, трасс линейных сооружений выполняет организация-заказчик (или по ее поручению специализированная организация) и передает по акту генеральному подрядчику, который несет ответственность за сохранность пунктов разбивочных сетей.

К обязанностям заказчика также относятся работы по наблюдению за перемещениями и деформациями зданий и сооружений, их оснований и конструкций в процессе строительства, если это предусмотрено проектной документацией. Наблюдения должны производиться по специальному техническому заданию, составленному проектной организацией с учетом назначения и конструктивного решения зданий или сооружений и инженерно-геологического строения оснований.

Вынесение осей зданий, сооружений и технологического оборудования, контроль точности выполнения строительно-монтажных работ, задание направлений горным выработкам выполняет маркшейдерская служба строительной организации.

После внесения в натуру заданных углов, расстояний и высотных отметок производят необходимые контрольные измерения, чтобы определить отклонение геометрических элементов от их проектного положения и сравнить действитель-

ные величины геометрических параметров с их проектными значениями. Все измерения, выполняемые при разбивках, должны быть зафиксированы в журнале разбивок, в котором приводят также схему разбивки, данные, относящиеся к исходным точкам, номера проектных чертежей, размеры и расстояния, по которым выполнена разбивка и ориентировка объектов относительно осей промплощадки или осей сооружений. Схему разбивки объекта подписывают исполнитель работ по разбивке и начальник участка строительства, принявший эти работы.

О выявленных в результате контрольных измерений недопустимых отклонениях письменно ставят в известность главного инженера строительной организации.

Для отражения застройки поверхности и положения инженерных коммуникаций составляют исполнительные чертежи.

Положение фундаментов, колонн, технологического оборудования, подкрановых путей и подземных коммуникаций наносят на рабочие чертежи проекта с указанием отклонений. В случае значительных отклонений от проектов в положении конструкций зданий и сооружений, исключающих техническую возможность их нанесения на выданных для строительства рабочих чертежах, допускается составление специальных исполнительных чертежей.

Не видимые в результате выполнения последующих работ части зданий и сооружений снимают в процессе строительства объектов. Так, например, съемку элементов подземных инженерных коммуникаций выполняют в открытых траншеях и котлованах до их засыпки.

Съемку подземных горных выработок осуществляют по мере их проведения.

Перед вводом в эксплуатацию горного предприятия должна быть выполнена съемка промышленной площадки и других участков строительства и составлены планы поверхности. Съемка промышленной площадки выполняется в масштабе 1:500 с сечением рельефа 0,5–1,0 м. Допускается выполнение съемки объектов, расположенных за пределами основ-

ной промышленной площадки, в масштабах 1:1000–1:2000 с составлением соответствующих планов поверхности этих участков.

Исполнительную съемку промышленной площадки после окончания строительства горного предприятия и обновление топографических планов территории горнодобывающего предприятия после реконструкции выполняют, как правило, специализированные организации.

В процессе строительно-монтажных и горнопроходческих работ маркшейдерской службой выполняются работы, связанные с заданием направлений для проведения подземных горных выработок, а также осуществляется контроль за правильностью их проведения по направлению, уклону и размерам сечения, за производством специальных измерений и съемок для контроля за проходкой, креплением и армированием шахтных стволов, за соблюдением геометрических элементов шахтных подъемных установок и учетом объемов земляных и горнопроходческих работ.

Подземной разработкой месторождений называется совокупность работ по вскрытию запасов шахтного поля, подготовке части этих запасов к отработке и очистной выемке подготовленных запасов полезного ископаемого.

Вскрытие — обеспечение доступа с поверхности земли к месторождению (или его части) путем проведения горных выработок для создания условий подготовки полезного ископаемого к очистной выемке.

Подготовка — проведение подготовительных выработок после вскрытия шахтного поля, обеспечивающих условия для ведения очистной выемки.

Очистная выемка — это комплекс работ по извлечению (добыче) полезного ископаемого.

Эксплуатацией месторождения называется период ведения очистных работ.

Одной из особенностей технологии добычи полезных ископаемых является непрерывность перемещения рабочего места, которое обеспечивается систематическим воспроизводством фронта очистных забоев путем проведения подготови-

тельных выработок. Таким образом, в процессе выемки одних участков шахтного поля другие находятся в стадии подготовки.

Маркшейдерские работы при подземной разработке месторождений полезных ископаемых:

- создание на земной поверхности в пределах горного отвода предприятия и в горных выработках сетей опорных и съемочных пунктов, производство съемок для составления и выполнения планов земной поверхности и горных выработок;

- перенесение геометрических элементов проекта горных выработок и технических сооружений в натуру;

- производство горизонтальных и вертикальных соединительных съемок, обеспечивающих съемку и изображение на чертежах горных выработок и объектов земной поверхности в одной и той же системе координат;

- задание направлений горным выработкам, осуществление контроля за соблюдением проектных направлений, уклонов и размеров их сечений;

- периодический контроль оперативного учета объемов горных работ;

- ведение систематического учета движения запасов полезного ископаемого, учет потерь и разубоживания полезного ископаемого, а также участие в разработке мероприятий по их сокращению;

- контроль охраны недр и полноты выемки полезного ископаемого;

- сбор, обработка и обобщение геолого-маркшейдерских материалов, составление на их основе горно-геологических и других графиков, характеризующих структуру залежей и их качественные показатели;

- выявление и документация опасных зон, определение границ безопасного ведения горных работ и охранных целиков, вынос указательных границ в натуру и осуществление контроля за их соблюдением;

- ведение наблюдений за сдвижением земной поверхности, горного массива, деформациями сооружений и горных выработок под влиянием подземной разработки;

□ разработка мер по охране зданий, сооружений, природных объектов, горных выработок от негативного влияния подземной разработки и осуществление контроля за их реализацией;

□ участие в наблюдениях и исследованиях горного давления;

□ прогнозирование горно-геологических условий при перспективном и текущем планировании горных работ;

□ периодическое составление и ведение обменных планов с пояснительной запиской для вышестоящей организации, контролирующей состояние горных работ и выполнение календарных планов их развития.

Основные задачи маркшейдерской службы при ликвидации или консервации шахт:

□ определение полноты выемки полезного ископаемого;

□ оформление съемки горных выработок до границ их проведения;

□ дополнение маркшейдерских чертежей, журналов вычислений координат пунктов плановых и высотных съемок горных выработок, результатов ориентирно-соединительных съемок и каталогов координат;

□ завершение маркшейдерских работ, связанных с рекультивацией земель в пределах горного отвода;

□ передача основных маркшейдерских материалов и документов в архивы.

2

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НА ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКЕ

При строительстве технологического комплекса выполняют следующие основные виды маркшейдерских работ:

- создание сети опорных пунктов для производства разбивок;
- разбивка основных осей строящихся объектов;
- проверка правильности монтажа оборудования;
- исполнительная съемка и составление маркшейдерской документации.

Положение основных зданий и сооружений на промплощадке определяется строительным генеральным планом. На нем указываются привязки всех строящихся объектов к центрам шахтных стволов и главным строительным осям промплощадки, которыми являются оси шахтных стволов.

Таким образом, центр ствола и его оси служат основой для производства всех разбивочных работ на промплощадке, и в дальнейшем при сооружении ствола, проверке правильности монтажа оборудования подъемного комплекса и др.

2.1. Разбивочные работы

Осями вертикального шахтного ствола называют две взаимно перпендикулярные прямые, одна из которых параллельна, а другая перпендикулярна к основным несущим расстрелам этого ствола. Оси шахтного ствола являются осями симметрии его горизонтального сечения (рис. 2.1).

Центр вертикального шахтного ствола — это точка пересечения его осей.



Рис. 2.1. Оси и центр (точка *O*) вертикального шахтного ствола

Пересечение центра шахтного ствола производят от пунктов опорной сети, удаленных от места заложения ствола не более чем на 300 м. Если место заложения ствола находится на значительном удалении от пунктов опорной сети, то от одного из них прокладывают полигонометрический ход 2-го разряда (табл. 2.1), с конечной точки которого производят разбивку центра ствола. Перенесение центра ствола выполняют независимо дважды. Расхождение положения центра ствола из двукратных определений не должно превышать 0,2 м.

Центр ствола закрепляют временной точкой и вычисляют его фактические координаты.

Оси ствола разбивают теодолитом, установленным в его центре. Положение каждой оси закрепляют не менее чем шестью пунктами — по три с каждой стороны ствола. Это условие должно выполняться при проектировании новых шахтных стволов и подъемных установок. Расстояние между соседними пунктами рекомендуется принимать не менее 50 м (в стесненных условиях не менее 20 м).

Расхождение дирекционного угла главной оси ствола $\pm 2'$. Погрешность разбивки другой (перпендикулярной к ней) со-

отклоняет $\pm 30''$. Под *главной осью шахтного ствола* понимают ось, направленную к зданию подъемной машины.

Осевые пункты при разбивке сначала закрепляют временными, а затем постоянными знаками.

Таблица 2.1

Характеристика сети полигонометрии 2-го разряда

Показатель	Значение
Предельная длина хода, км:	
отдельного	3
между исходной и узловыми точками	2
между узловыми точками	1,5
Предельный периметр полигона, км	9
Длина сторон хода, км:	
наибольшая	0,35
наименьшая	0,08
средняя расчетная	0,20
Число сторон в ходе	не более 15
Предельная относительная невязка хода	1:5000
Средняя квадратическая погрешность измерения угла (по невязкам в ходах и полигонах)	не более $10''$
Условная невязка хода или полигона, с	не более $20\sqrt{n}$ (n — число углов в ходе)

Примечания: 1. В отдельных случаях при привязке ходов полигонометрии к пунктам государственной геодезической сети с использованием светодальномеров длины примыкающих сторон хода могут быть увеличены на 30 %.

2. В порядке исключения в ходах длиной до 0,5 км допускается абсолютная линейная невязка 10 см.

3. Число угловых и линейных невязок, близких к предельным, не должно превышать 10 %.

4. Допускается увеличение длин хода полигонометрии при условии определения дирекционных углов сторон хода с точностью $5-7''$ реже чем через 15 сторон и не менее чем через 3 км.

Рассмотрим случай вынесения в натуру центра ствола O полярным способом и его осей от пункта опорной сети 23 (рис. 2.2).

Полярный способ применяют в открытой местности при благоприятных условиях для линейных измерений.

Исходными данными для вынесения центра ствола O с проекта в натуру служат его координаты x_0, y_0, z_0 , а для вынесения осей ствола — дирекционные углы α_1 и α_2 его осей.

Вынесение в натуру центра ствола производят по разбивочным элементам: горизонтальному углу β_0 и горизонтальному расстоянию l_0 . Если значения β_0 и l_0 не даны в проекте, то их определяют путем решения обратной геодезической задачи. Перенесенный центр ствола O закрепляют временным знаком.

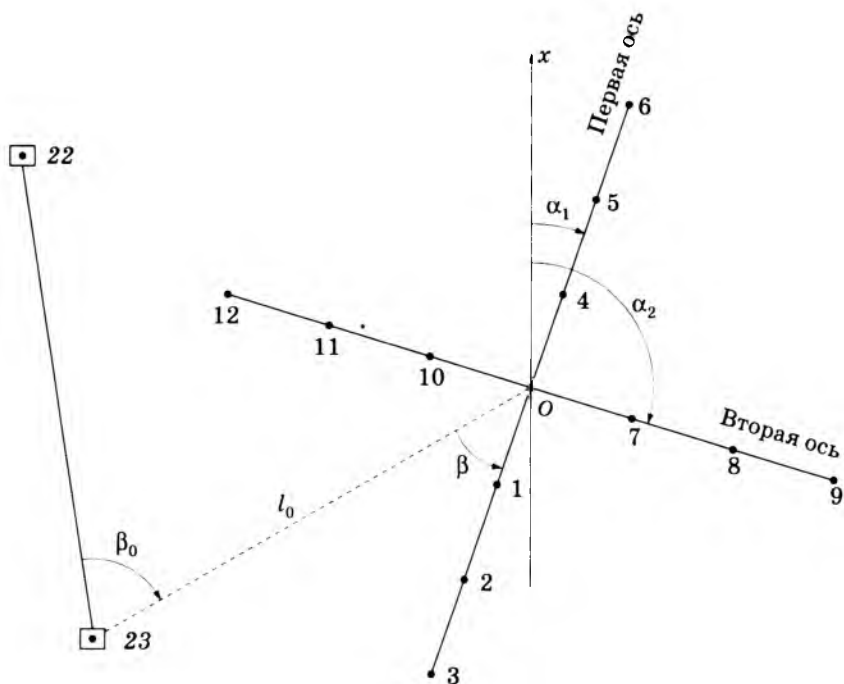


Рис. 2.2. Схема разбивки и закрепления центра и осей вертикального шахтного ствола

Разбивку осей ствола обычно производят с установкой теодолита в центре ствола. Разбивочный угол β вычисляют по равенности дирекционных углов и оси ствола. Отложив теодолитом угол β в точке O , на местности фиксируют направление первой оси ствола. В той же точке O от направления первой оси ствола теодолитом откладывают угол 90° и на местности фиксируют направление второй оси ствола.

Вычисление центра и осей ствола выполняют в соответствии с требованиями к точности, указанными выше.

Пункты на осевых линиях шахтных стволов по мере завершения строительства постоянных зданий следует закреплять центрами и марками в фундаментах, металлоконструкциях, в стенах и на крышах зданий (пересекаемых осевыми линиями шахтных стволов), а также в бетонной крепи устья ствола.

При реконструкции или расширении горных предприятий вынесение в натуру центра и осей нового ствола, связанного с технологическим комплексом существующей шахты, выполняют от пунктов опорной сети, используемых при ориентировании шахты, или от осевых пунктов существующего шахтного ствола, соблюдая требования к точности, предъявляемые при проектировании новых шахтных стволов и подъемных установок.

Для производства детальных разбивочных работ при строительстве отдельных объектов на территории промышленной площадки необходимо иметь достаточное число опорных пунктов, близко расположенных к этим объектам. Однако существующая сеть опорных пунктов для этой цели недостаточна. Учитывая это обстоятельство, после разбивки осей шахтного ствола в пределах промышленной площадки создается специальная разбивочная (строительная) сеть пунктов в виде сплошной сети прямоугольников с вершинами в разрывах между зданиями и со сторонами, ориентированными параллельно осям главного шахтного ствола. Длины сторон при этом принимают в зависимости от характера горизонтальной планировки промышленной площадки (рекомендуемая длина не менее 80 м). Для получения более густой сети на отдельных участках предусматривают створные пункты. Осевые пунк-

ты главного шахтного ствола включают в систему разбивочной сети.

Осевые пункты разбивочной сети и осевые пункты шахтных стволов следует размещать в местах, обеспечивающих их долговременную сохранность, и закреплять постоянными центрами, конструкция которых должна соответствовать климатическим условиям и характеристикам грунта территории застройки. Постоянные пункты должны закладываться так, чтобы нижняя монолитная часть центра находилась ниже глубины промерзания грунта.

Вынесение пунктов и направлений, от которых производится построение разбивочной сети, выполняют в соответствии с требованиями, предъявляемыми к выносу в натуру центра и осей шахтного ствола.

По основным пунктам разбивочной сети прокладывают полигонометрические ходы 2-го разряда. Сеть уравнивают, редуцируют и выполняют контрольные измерения. Отклонения измеренных углов от 90° или 180° не должны превышать $30''$. Высоты пунктов определяют проложением нивелирных ходов IV класса.

Нивелирование IV класса выполняют в одном направлении; невязки (в мм) в полигонах и по линиям допускаются не более $20\sqrt{L}$ (L — длина хода, км). Длина линий нивелирования IV класса не должна превышать 50 км.

Достоинство такой разбивочной сети не только в том, что все ее пункты расположены в непосредственной близости от объектов строительства, но и в том, что разбивка осей зданий и сооружений может быть осуществлена как полярным способом, так и способом перпендикуляров.

Проект построения разбивочной основы должен разрабатываться с учетом обеспечения: взаимной увязки всех пунктов в плане и по высоте, и по прямой видимости между смежными пунктами; долговременной сохранности, устойчивости и удобства построения временных и постоянных сооружений; возможности использования создаваемой разбивочной основы в процессе эксплуатации построенного объекта, его расширения и реконструкции.

Разбивку основных осей зданий, блоков, сооружений и фундаментов выполняют способом перпендикуляров или полярным способом. Основные оси зданий и фундаментов закрепляют так, чтобы осевые пункты по возможности сохранились в течение всего периода их использования.

Направления на определенные пункты от исходных следует выдвигать с точностью до 1', а расстояния — до 10 мм. Высоты точных пунктов определяют техническим нивелированием.

Перед использованием пунктами разбивочной сети и осевыми пунктами стволов проверяют неизменность их положения, измеряя углы и расстояния между ними или контролируя створность этих пунктов.

При проведении работ нулевого цикла переносят в натуру проектные оси зданий и сооружений, разбивают оси примыкающих к ним подземных коммуникаций, определяют высотные отметки реперов, контролируют глубину котлована, проверяют горизонтальные подушки фундамента, а также размеры и форму фундамента, правильность установки опалубки и анкерных проемов.

Перед установкой колонн каркаса здания из сборных стальных и железобетонных конструкций на верхней плите фундамента и за ее пределами параллельно осям колонн разбивают монтажную сетку. Расстояния между сторонами монтажной сетки не должны отличаться от проектных более чем на 5 мм. После монтажа колонн проверяют правильность их положения. По результатам измерений составляют схему с указанием проектных и фактических расстояний между колоннами.

Работы при сооружении

2.2. шахтного подъема

В комплекс подъемной установки вертикального шахтного ствола (рис. 2.3) входят: подъемная машина с органами навивки — барабанами 1, на которые навиваются подъемные канаты 2; копер 3 (на рисунке схематически изображен укос-

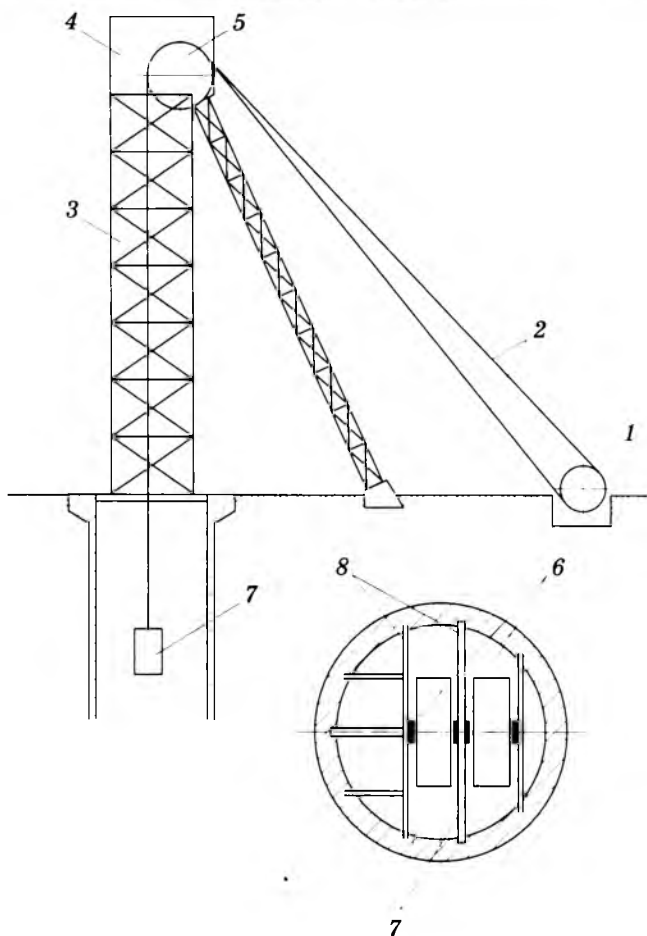


Рис. 2.3. Принципиальная схема подъемной установки вертикального шахтного ствола

ный копер) с расположенными на подшивной площадке 4 направляющими шкивами 5; проводники 6 (которые направляют подъемные сосуды 7), укрепленные на расстрелах 8.

В зависимости от типа копра (временные проходческие и постоянные эксплуатационные) и подъемной машины (временные, постоянные и передвижные) в производственной практике применяют четыре схемы (I—IV) оснащения подъема:



Рис. 2.4. Классификация схем оснащения подъема

(рис. 2.4). Временные после окончания проходческих работ демонтируют, а постоянные оставляют для эксплуатации шахты.

По степени загруженности головных канатов подъемные установки разделяют на одно- и многоканатные (рис. 2.5). На подъемах, оборудованных одноканатными подъемными машинами и располагаемых в специальных зданиях, наибольшее распространение получили укосные копры, изготавливаемые главным образом из металла. На подъемах, оборудованных многоканатными машинами, применяют железобетонные башенные копры, в верхней части которых устанавливают подъемные машины.

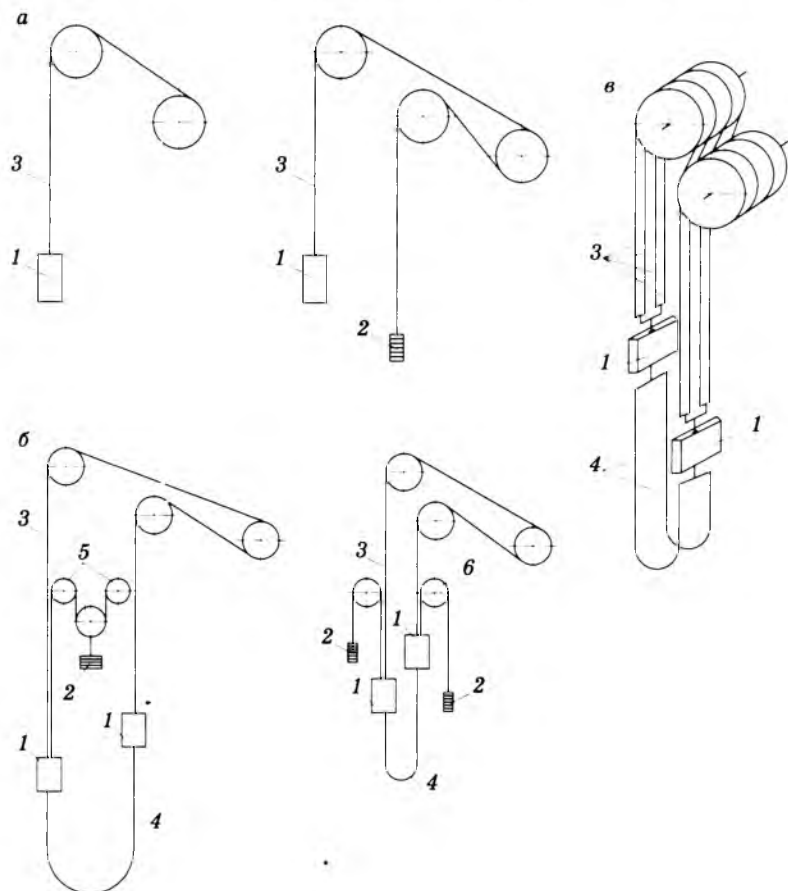


Рис. 2.5. Схемы подъемных одноканатных с загруженным (а) и с частично загруженным (б) головным канатом и многоканатной (в) установок:
 1 — подъемный сосуд; 2 — противовес; 3 — головной канат; 4 — хвостовой канат; 5 — уравнительные блоки; 6 — уравнительный шкив

Задача маркшейдерской службы при сооружении подъемного комплекса — перенесение в натуру основных геометрических осей оборудования и конструкций, осуществление контроля за соблюдением проектных соотношений всех геометрических элементов подъемных установок.

Выполняемые маркшейдерские работы — разбивка при возведении копра, оборудование подшкивных площадок и монтаж подъемных машин, а также проведение контрольных измерений с целью проверки пространственного положения элементов подъемной установки.

Рассмотрим подробнее производство маркшейдерских работ для одноканатного и многоканатного подъема.

2.2.1. Работы при одноканатном подъеме

Геометрические элементы и параметры одноканатных подъемных установок. Геометрические элементы и параметры одноканатной подъемной установки, оборудованной подъемной машиной с двойным цилиндрическим барабаном и с расположением копровых шкивов на одной горизонтальной геометрической оси, представлены на рис. 2.6.

Полная высота подъема H — вертикальное расстояние от нижней точки подъемного сосуда в момент его наибольшего опускания при загрузке в шахте до той же точки при наивысшем нормальном положении в момент окончания разгрузки на поверхности;

$$H = h + h_o + h_n, \quad (2.1)$$

где h — глубина горизонта, с которого осуществляется подъем грузов; h_o — глубина опускания подъемного сосуда ниже горизонта для его загрузки (на рис. 2.6 показан случай, когда h и h_o совпадают); h_n — расстояние от нулевой площадки до нижней точки подъемного сосуда.

Высота копра H_k — расстояние по вертикали от нулевой площадки шахтного ствола до оси вращения верхнего направляющего шкива.

Для установок с неопрокидными клетями

$$H_k = h_n + h_c + h_{a.n} + 0,75R_{ш}, \quad (2.2)$$

где h_c — высота сосуда с прицепным устройством от его основания до верхнего зажима каната; $h_{a.n}$ — запас высоты на случай аварийного переподъема сосуда (т.е. высота, на которую

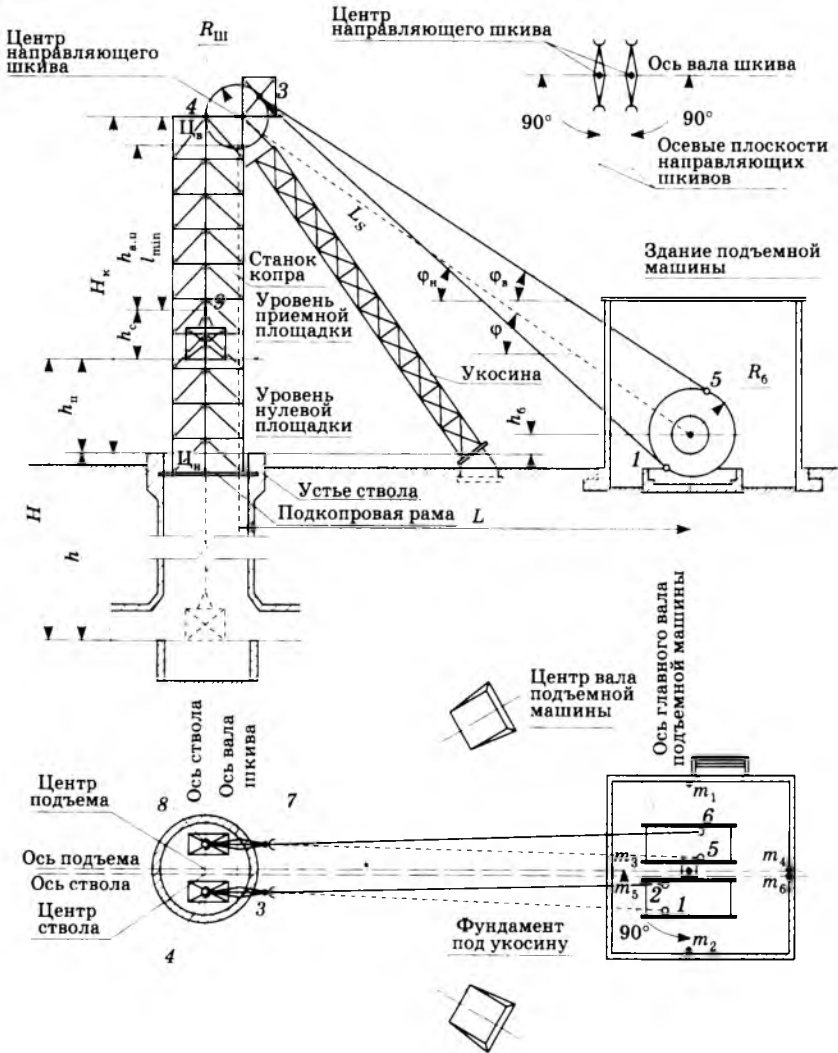


Рис. 2.6. Общая схема расположения геометрических элементов и параметров одноканатной подъемной установки с неопрокидными клетями и двумя цилиндрическими барабанами

может свободно подняться подъемный сосуд от нормального положения при разгрузке на приемной площадке до соприкосновения верхнего зажима каната с ободом копрового шкива

или отдельных частей сосуда с элементом копра); $R_{\text{ш}}$ — радиус шкива; $0,75R_{\text{ш}}$ — добавочное расстояние (выбирается в предположении, что соприкосновение верхнего зажима каната произойдет на таком расстоянии от центра шкива).

Центр подъема — точка, делящая пополам расстояние между осями подъемных канатов, идущих в ствол.

Центр вала подъемной машины — точка на оси главного вала подъемной машины, расположенная посередине между внутренними ребордами барабана (в установках с одним цилиндрическим барабаном) или посередине между внутренними сторонами внешних реборд барабанов (см. рис. 2.6).

Ось подъема — прямая, проходящая через центр подъема и перпендикулярная к оси главного вала подъемной машины. Если в стволе два подъема, каждому из них соответствует своя ось подъема. Ось подъема может быть параллельна оси ствола или образовывать с ней определенный угол.

Центр направляющего шкива — точка на оси вала шкива, расположенная посередине между стенками желоба шкивового обода.

Осевая плоскость направляющего шкива — плоскость, проходящая через середину между внутренними гранями реборд шкива и перпендикулярная к оси вала шкива (т.е. вертикальная плоскость, проходящая через ось симметрии шкива).

Различают (см. рис. 2.6) точки схода первого подъемного каната на барабане подъемной машины 1 и 2, соответствующие крайним положениям первого каната, и точки 3 и 4 на копровом шкиве. У второго каната точки схода обозначены 5, 6 и 7, 8. Ординаты точек схода канатов с барабана и шкива определяют по линейным измерениям от реборд, симметрично расположенных относительно центра подъемной машины (принимая ось главного вала подъемной машины за ось y). За точку закрепления подъемного каната 9 принимают точку пересечения продолжения оси каната с горизонтальной плоскостью, проходящей через ось (оси) крепления подвесного устройства к подъемному сосуду.

Минимальная длина головного подъемного каната l_{min} (сходящего со шкива в ствол) — это расстояние между точ-

кой схода каната со шкива 4 и точкой закрепления каната на сосуде 9 в его верхнем положении. Минимальную длину каната измеряют рулеткой от уровня оси вала шкива до точки закрепления каната к сосуду.

Под осями подкопровой рамы и подшкивной площадки понимают две взаимно перпендикулярные прямые, которые закрепляют на верхних плоскостях рамы и площадки при сборке. Пересечения этих осей — центры соответственно верхнего C_v (на рис. 2.6 точка C_v совпадает с точкой 4) и нижнего C_n сечений копра, а линия, соединяющая их, — главная ось копра.

Длина струны каната — расстояние между точками схода каната со шкива и барабана. Верхняя струна несколько короче нижней. Для расчетов за длину струны принимается нормальное расстояние L_s между осями вращения шкива и барабана:

$$L_s = \frac{H_k - h_6}{\sin \varphi} = \sqrt{L^2 + (H_k - h_6)^2}, \quad (2.3)$$

где h_6 — высота оси барабана над нулевой площадкой; φ — угол наклона струны каната; L — горизонтальная проекция линии, соединяющей оси вала шкива и главного вала подъемной машины.

Тангенс угла наклона струны каната

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{H_k - h_6}{L}. \quad (2.4)$$

Углы наклона подъемных канатов — это углы между осями канатов и горизонтальной плоскостью при отсутствии провисания (рис. 2.7).

Углы наклона верхнего φ_v и нижнего φ_n подъемных канатов:

$$\left. \begin{aligned} \varphi_v &= \varphi - \Delta\varphi_v, & \varphi_n &= \varphi + \Delta\varphi_n, \\ \operatorname{tg} \Delta\varphi_v &= \frac{R_6 - R_{ш}}{L_s}, & \operatorname{tg} \Delta\varphi_n &= \frac{R_6 + R_{ш}}{L_s}, \end{aligned} \right\} \quad (2.5)$$

где $R_6, R_{ш}$ — радиусы соответственно барабана и шкива.

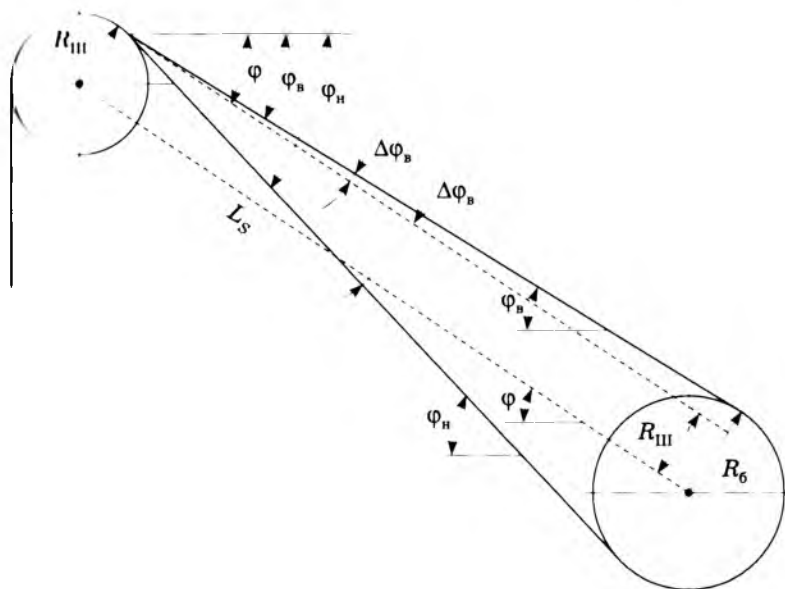


Рис. 2.7. Углы наклона подъемных канатов

Органами навивки каната подъемной машины служат барабаны. Наибольшее распространение в практике получили подъемные машины с цилиндрическими барабанами.

Строительной шириной барабана B называется расстояние между внутренними гранями реборд барабана. Она подразделяется на ряд зон, каждая из которых характеризуется назначением отдельных участков каната (рис. 2.8).

Ширина зоны рабочих витков l_p зависит от полной высоты подъема:

$$l_p = \frac{H}{\pi D_6} (d + e), \quad (2.6)$$

где D_6 — диаметр барабана; d — диаметр каната; e — зазор между смежными витками каната (2–5 мм) для избежания трения между ними.

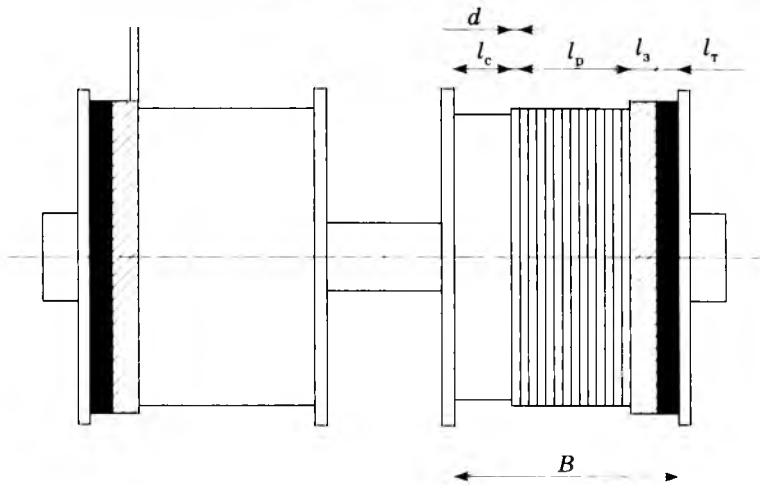


Рис. 2.8. Зоны цилиндрических барабанов

Зона запасных витков l_3 необходима для наращивания рабочей части каната по мере уменьшения ее в процессе систематических испытаний каната:

$$l_3 = \frac{h_p}{\pi D_6} (d + e), \quad (2.7)$$

где h_p — резерв длины каната (30–40 м) для компенсации его укорочения при отборе проб на испытания в процессе эксплуатации.

Зона витков трения l_T служит для усиления закрепления каната на барабане:

$$l_T = n_T (d + e), \quad (2.8)$$

где n_T — число витков трения (3,5 — для барабанов с футерованной поверхностью; 5,5 — для нефутерованных барабанов).

Свободная часть барабана l_c — это разность между строительной шириной барабана и суммарным размером зон рабочих, запасных и витков трения:

$$l_c = B - \left(\frac{H + h_p}{\pi D_6} + n_T \right) (d + e) = B - (l_p + l_3 + l_T). \quad (2.9)$$

Углы девиации (отклонения) каната на барабане α_n, α_v — наружные и внутренние углы между осями струн канатов и их проекциями на вертикальную плоскость, перпендикулярную к оси главного вала подъемной машины и проходящую через точку схода каната с барабана (рис. 2.9).

Углы девиации каната на шкиве β_n, β_v — наружные и внутренние углы между осями струн канатов и их проекциями на осевую плоскость шкива.

При подъеме и спуске подъемных сосудов происходит сматывание и наматывание каната на барабаны подъемной машины, при этом канат перемещается по рабочей части барабана. Вследствие перемещения каната на барабане происходит изменение углов девиации. При крайних положениях струны каната углы девиации достигают максимальной величины. При определении численного значения углов девиации имеют в виду максимальные углы.

Когда оси симметрии шкивов параллельны оси подъема (рис. 2.9, а), углы девиации определяют по формулам

$$\left. \begin{aligned} \alpha_n = \beta_n &= \frac{b_1 - a}{L_s} \rho', \\ \alpha_v = \beta_v &= \frac{a - b_2}{L_s} \rho', \end{aligned} \right\} \quad (2.10)$$

где b_1, b_2 — расстояния от оси подъема до соответственно дальней и ближней границ рабочей части барабана (включая вину запасных витков); a — расстояние от оси подъема до оси симметрии шкива вдоль оси вала шкива; $\rho' = 3438'$ — значение угла 1 рад, выраженное в минутах.

Значения b_1 и b_2 :

$$\left. \begin{aligned} b_1 &= \frac{b}{2} + B - l_T = \frac{b}{2} + l_c + l_p + l_3, \\ b_2 &= \frac{b}{2} + l_c, \end{aligned} \right\} \quad (2.11)$$

где b — расстояние между внутренними гранями реборд барабанов.

Когда оси симметрии шкивов не параллельны оси подъема (рис. 2.9, б), тогда

$$\left. \begin{aligned} \beta_{\text{н}} &= \alpha_{\text{н}} - \gamma \cos \varphi, \\ \beta_{\text{в}} &= \alpha_{\text{в}} + \gamma \cos \varphi, \end{aligned} \right\} \quad (2.12)$$

где γ — горизонтальный угол между осевой плоскостью шкива и осью подъема.

Значение γ определяют по формуле

$$\gamma = \frac{a_2 - a_1}{D_{\text{ш}}} \rho', \quad (2.13)$$

где a_1, a_2 — расстояния от оси подъема до плоскости шкива на концах его горизонтального диаметра $D_{\text{ш}}$.

Расстояния a_1 и a_2 измеряют до центра ручья шкивов в горизонтальной плоскости, проходящей через его середину.

Из выражения (2.12) следует, что равенство девиации на шкиве ($\beta_{\text{н}} = \beta_{\text{в}}$) будет иметь место, когда

$$\gamma = \frac{\alpha_{\text{н}} - \alpha_{\text{в}}}{2 \cos \varphi}. \quad (2.14)$$

Подставив в выражение (2.14) значения $\alpha_{\text{н}}, \alpha_{\text{в}}$ и γ из выражений (2.10) и (2.13), получим

$$a_2 - a_1 = \frac{b_1 + b_2 - 2a}{2 L_s \cos \varphi} D_{\text{ш}}. \quad (2.15)$$

Пользуясь формулой (2.15), можно в каждом отдельном случае определить величину $a_2 - a_1$, на которую следует развернуть шкив, чтобы его осевая плоскость была направлена на середину рабочей части барабана. Расстояние a_1 является постоянным и при развороте шкива не изменяется.

Требования к соотношению геометрических элементов одноканатной подъемной установки:

□ ось главного вала подъемной машины и ось вала копро-вых шкивов должны быть горизонтальны;

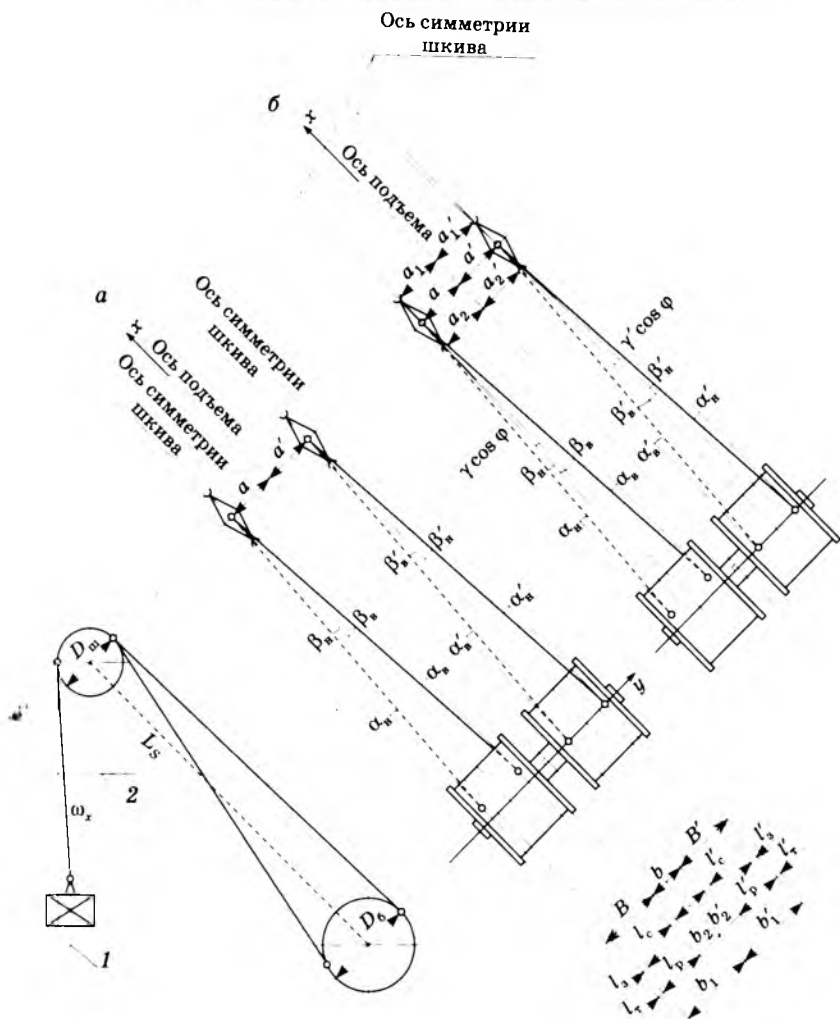


Рис. 2.9. Углы девиации канатов, когда ось симметрии шкива параллельна (а) и не параллельна (б) оси подъема:
 1 — вертикальная ось подъемного сосуда; 2 — горизонт измерений

□ оси головных подъемных канатов и главная ось копра должны быть вертикальны;

□ углы девиации подъемных канатов на барабанах и шкивах не должны превышать допустимых значений.

Причины, приводящие к нарушению требуемого соотношения геометрических элементов подъема, — погрешности разбивочных и монтажных работ, износ элементов оборудования (футеровки, ручья шкива, подшипников, контактных поверхностей проводников и т.п.), деформации (наклоны) оснований копра и подъемной машины, вызванные влиянием горных работ. Кроме того, после очередной углубки шахтного ствола увеличивается зона рабочих витков барабана, а значит, увеличиваются и углы девиации канатов α и β .

Эти нарушения приводят к отклонению от проектных положений углов наклона осей главного вала подъемной машины ϵ и вала копрового шкива δ , угла отклонения от вертикали оси головного каната ω (см. рис. 2.9; ω_1), имеющего максимальное значение при верхнем положении подъемного сосуда, и угла отклонения от вертикали главной оси копра i (крен копра).

Подъемные канаты объединяют в единое целое отдельные элементы подъемного комплекса, поэтому отклонения геометрических элементов подъема наиболее заметно проявляются при изменении положений канатов. В связи с этим главными критериями оценки соотношения геометрических элементов системы подъемная машина — копер являются углы девиации подъемных канатов на барабанах α и шкивах β , а системы копровый шкив — армировка — углы отклонения от вертикали головных канатов ω . Кроме того, положения геометрических элементов характеризуются углами ϵ , δ , i .

Угол девиации является геометрической характеристикой бокового воздействия каната на футеровку барабана и шкива. Чем он больше, тем интенсивнее износ перегородки между желобками футеровки барабана и боковой износ футеровки шкива. Полный износ перегородки между желобками футеровки приводит к касанию соседних витков каната друг с другом и, как следствие этого, к повышенному износу каната и преждевременному выходу его из строя.

Угол отклонения от вертикали головного каната ω определяет (в геометрическом смысле) степень воздействия подъем-

ного сосуда на верхний участок армировки и боковое воздействие каната на футеровку или реборду шкива. Горизонтальное давление со стороны подъемного сосуда на проводники пропорционально $\sin \omega$.

Углы наклона осей вращения являются геометрической характеристикой бокового воздействия вала на подшипник. При больших углах наклона валов наблюдается повышенный расход смазочных материалов.

Крен копра i оказывает влияние на устойчивость копра как высотного сооружения.

Допустимые отклонения параметров устанавливаются соответствующими инструкциями (руководствами) по монтажу и наладке шахтных подъемных установок. При их отсутствии необходимо руководствоваться допусками, приведенными в табл. 2.2.

Работы при возведении укосов копров. Маркшейдерские работы при возведении металлических укосных копров заключаются в разбивке осей подкопровой рамы и фундамента под укосину копра, в контроле правильности установки металлоконструкций, а также в выносе монтажных осей подшкивной площадки, копровых шкивов и разгрузочных кривых.

Основные способы возведения укосных копров можно объединить в три группы:

- монтаж копра на подкопровой раме путем наращивания отдельных звеньев или укрупненных блоков;
- монтаж копра в стороне от ствола с последующей надвижкой его на подкопровую раму;
- сборка станка и укосины в горизонтальном положении с последующим подъемом и установкой в проектное положение.

Независимо от способа возведения копра работы начинаются с закрепления в железобетонном креплении устья ствола подкопровой рамы (служащей опорой станка копра) и сооружения фундаментов под укосину.

Таблица 2.1

**Допустимые отклонения геометрических элементов
для одноканатной подъемной установки**

Обозначение элемента	Допустимые отклонения	Обоснование
α, β	1°30' — для машин с цилиндрическими барабанами 2°00' — для машин с бицилиндроконическими барабанами со стороны малого цилиндрического барабана в случае выполнения его с желобчатой поверхностью 2°30' — для проходческих грузов лебедок	Правила безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений Республики Беларусь
ω_x, ω_y	1°00' — при жесткой армировке 0°30' — при канатной армировке	Исследования ВНИМИ
ϵ	2'(0,0006)*	Исследования ВНИМИ
δ	4'(0,0012)*	
ϵ	20'(0,006)** — при диаметре барабана менее 5 м	Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в условиях Старобинского месторождения калийных солей
δ	14'(0,004)** — при диаметре барабана 5 м и более	
i	20'(0,006)**	

* При монтаже.

** В период эксплуатации.

К моменту установки подкопровой рамы часть устья ствола уже сооружена, поэтому до начала установки подкопровой рамы проверяют соответствие ранее выполненной разбивки центра и осей шахтного ствола их фактическому положению, для чего производят контрольную профилировку стенок верхней части ствола и основных (несущих) расстрелов двух-трех верхних ярусов. По результатам профилировки (см. 3.2)

определяют фактические координаты центра ствола и дирекционный угол оси ствола.

Подкопровую раму с намеченными осевыми точками 1-4 (рис. 2.10) укладывают в проемы устья ствола на анкерные болты, положение которых должно быть отмечено заранее. Основные точки в проектном положении рамы фиксируют положение осей ствола.

До установки подкопровой рамы в устье ствола закрепляют осевые скобы, на них переносят оси ствола. Для этого между осевыми пунктами натягивают проволоки и с них опускают отвесы, по которым и намечают положение осей ствола на скобах. Вблизи ствола закрепляют высотный репер, по которому контролируют высотную отметку рамы при ее установке. От осей ствола по заданным проектным размерам намечают места для лунок анкерных болтов. Размеры лунок в поперечном сечении должны быть такими, чтобы была возможность несколько сместить болты при установке и закреплении рамы. После посадки подкопровой рамы на анкерные болты проверяют ее положение по высоте, для чего нивелируют угловые точки рамы. Установка рамы в плане осуществляется с помощью отвесов, опущенных с проволок, натянутых между осевыми скобами.

Осевые точки, ранее намеченные на раме, должны совпадать с отвесами, опущенными с проволок, натянутых вдоль осей ствола.

Отклонения осей подкопровой рамы металлических копров от проектного положения в горизонтальной и вертикальной плоскостях не должны превышать 5 мм. По результатам проверки составляют исполнительную схему установки подкопровой рамы с указанием отклонений.

Разбивка фундаментов опорных ног укосины копра производится от осей подъема или осей ствола. На верхней площадке опоры заделывают болты для скрепления пяты конструкции укосины.

До установки копра, т.е. до подъема копра или до окончания монтажа верхних звеньев станка копра, на подшкивной площадке производят разметку осевых точек *A*, *B*, *C* и *D*

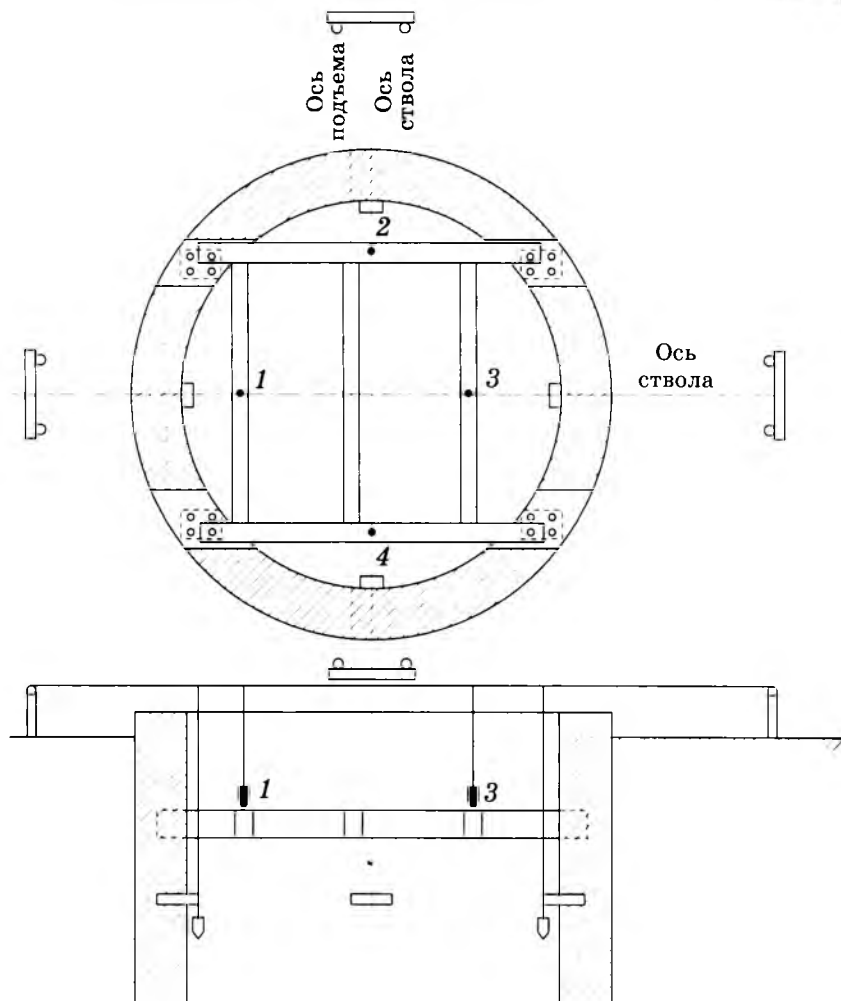


Рис. 2.10. Схема установки подкопровый рамы относительно осей ствола

(рис. 2.11), которые при правильной установке копра должны совпадать с осями ствола. Проектное положение осей ствола намечают также на горизонтальных связях укосины.

Контроль за правильностью установки копра производится после временного его закрепления. Окончательное закреп-

Деление разрешается только после контрольного перенесения осей ствола на подшивную площадку поднятого копра (точки a , b , c и d) и сравнения положений перенесенных и проектных осей подшивной площадки. Отклонение осей подшивной площадки от проектного положения не должно превышать в направлении, перпендикулярном оси подъема, 25 мм, а в направлении, параллельном оси подъема, 50 мм.

Оси ствола на подшивную площадку копра выносят теодолитом с осевых пунктов. Визирную ось теодолита ориентируют по направлению оси ствола, затем переводят на подшивную площадку и намечают точки фактического положения осей ствола на передней и задней стенках подшивной площадки и на горизонтальных связях укосины. Выноску производят при двух положениях трубы и берут среднее из полученных значений a и b . Аналогично выполняется вынесение на подшивную площадку другой оси с закреплением точек c и d . Перенесение осей ствола повторяют при новой установке теодолита. Расстояние между полученными точками не должно превышать 15 мм.

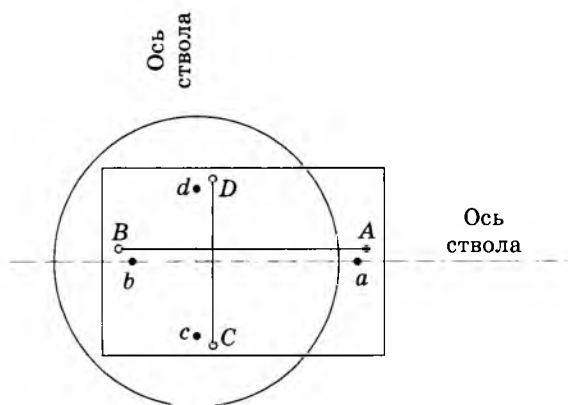


Рис. 2.11. Схема разбивки осей ствола на подшивной площадке;
 AB , CD — предварительная разбивка; ab , cd — фактическое положение

Так же переносят на подшивную площадку ось подъема. В тех случаях, когда искривленность копра не позволяет установить подшивную площадку в проектное положение, выполняется профильная съемка копра. Отклонение ребер станка копра от вертикали может определяться проецированием соответствующих точек с помощью теодолита на рейку, установленную горизонтально у основания копра. Проверяют все стойки копра в двух взаимно перпендикулярных направлениях. По результатам проверки составляют профили стоек станка копра, которые передают руководству строительства для принятия решения о выполнении дальнейших монтажных работ.

При *монтаже копра последовательным наращиванием звеньев* маркшейдерские работы заключаются в контроле за установкой каждого монтажного звена. Контроль осуществляется путем выноски осей ствола (подъема) на каждое звено и сравнения с ранее намеченными точками, фиксирующими положение осей на верхней раме звена, а также передачей на горизонтальные пояса высот.

При *монтаже копра в стороне от ствола с последующей подвижкой* выполняются следующие маркшейдерские работы: контроль за вертикальностью копра на монтажном стенде; разбивка осей и контроль прямолинейности рельсовых путей надвижки; разметка всех ниток рельсовых путей с оцифровкой метров и дециметров; детальная съемка верхнего участка ствола с определением и разметкой фактического положения осей ствола; контрольные измерения при надвижке.

При контроле за процессом надвижки следят за продвижением станка и укосины, во время перерывов в движении определяют вертикальность станка и геометрическим нивелированием — осадки путей.

При *монтаже копра в горизонтальном положении с последующим* (на горизонтальных стендах) подъемом и установкой маркшейдерские работы включают проверку основных геометрических параметров после сборки станка и укосины (особое внимание при этом уделяют контролю расстояний

Между опорными поверхностями и правильности расположения монтажных отверстий), а также разметку центра и оси подшивной площадки и проектного положения осей ствола на горизонтальных связях укосины, которые закрепляют марками. Станок и укосину поднимают (скольжением, поворотом, методом падающей мачты) и, установив на подкопровую раму и фундаменты, соединяют между собой. Далее производят рихтовку копра и укосины при контроле двумя теодолитами на оси ствола.

Правильность установки копровых шкивов проверяют после окончательного закрепления укосины и основания копра. Для этого должна быть произведена контрольная выноска осей ствола (осей подъема) на подшивную площадку. Задача маркшейдерской службы при установке направляющих шкивов сводится к контролю за соблюдением трех геометрических условий.

□ Осевая плоскость шкива должна быть расположена на заданном в проекте расстоянии a от оси подъема (рис. 2.12). Для контроля этого условия между точками 1 и 2, фиксирующими положение оси подъема, на подшивной площадке натягивают проволоку и от нее измеряют по перпендикулярам расстояния l_1 и l'_1 до внешних граней реборд шкива на одном конце M горизонтального диаметра $D_{ш}$ и расстояния l_2 и l'_2 до внешних реборд шкива на другом конце N .

Искомое среднее расстояние на двух концах шкива:

$$\left. \begin{aligned} a_1 &= \frac{l_1 + l'_1}{2}, \\ a_2 &= \frac{l_2 + l'_2}{2}. \end{aligned} \right\} \quad (2.16)$$

Аналогичные величины находят из измерений, производимых после поворота шкива на 180° (для исключения влияния биений шкива). За окончательный результат a_1 и a_2 принимают среднее арифметическое двух величин.

Расстояния от реборды шкива до оси подъема не должны отличаться от проектных более чем на 10 мм.

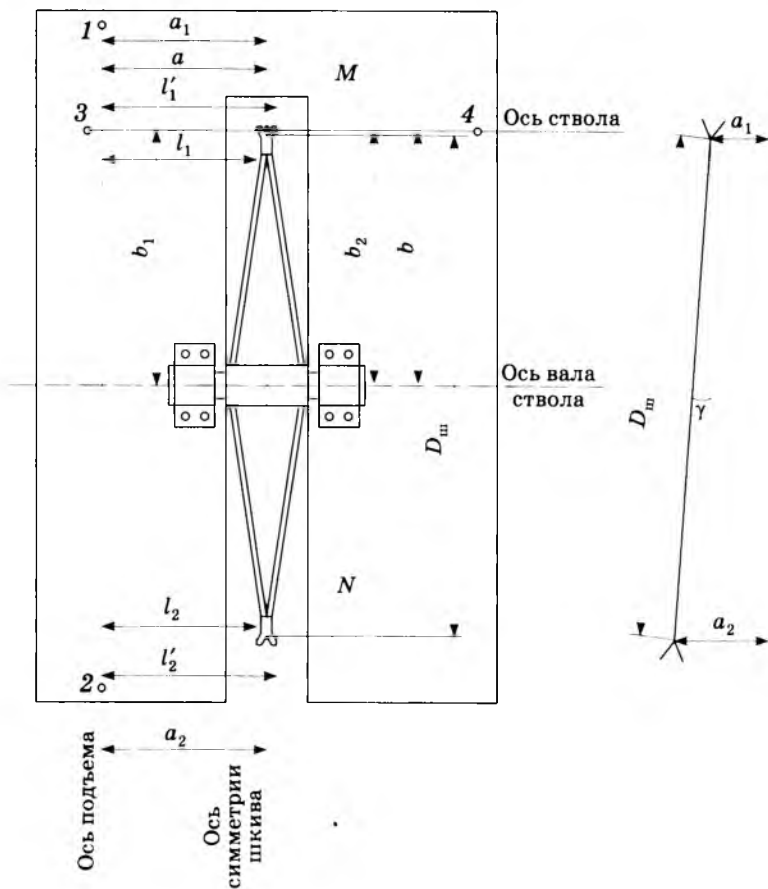


Рис. 2.12. Схема контроля положения шкива в горизонтальной плоскости

Если расстояния a_1 и a_2 не равны или отличаются от допустимых значений, то угол γ между осевой плоскостью шкива и осью подъема определяют по формуле (2.13).

□ Ось вала шкива должна быть расположена в плане на заданном в проекте расстоянии b от оси ствола. Контроль за осуществлением этого условия производят непосредственным измерением расстояний b_1 и b_2 от двух концов оси вала

до проволоки, протянутой между точками 3 и 4, фиксирующими ось ствола, перенесенную на подшивную площадку. За окончательный вариант принимают среднее арифметическое двух значений. Допускаемое отклонение составит 10 мм.

Ось вала шкива должна быть горизонтальной, а осевая плоскость шкива вертикальной. Горизонтальность вала проверяют нивелированием концов вала с погрешностью не более 1 мм. Для проверки вертикальности осевой плоскости шкива (рис. 2.13) опускают отвес и измеряют расстояния от него до внешней грани реборд сверху K_1 и снизу K_2 . Затем поворачивают шкив на 180° и напротив точек K_2 и K_1 , отмеченных на реборде, закрепляют другой отвес и измеряют расстояния K'_2 и K'_1 .

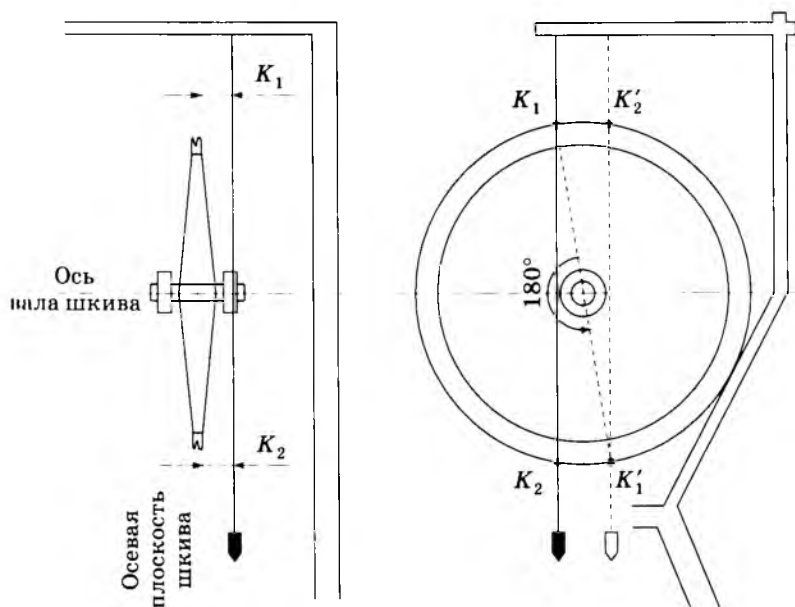


Рис. 2.13. Схема контроля положения шкива в вертикальной плоскости

Если осевая плоскость шкива не вертикальна, то угол отклонения ее от вертикальной плоскости

$$\delta = \rho \frac{(K_1 - K'_1) - (K_2 - K'_2)}{2D_{ш}}. \quad (2.17)$$

Вместо отвесов может быть использован теодолит, который устанавливают в створе вспомогательной оси. Визированием по створу оси берут отсчеты по линейке, прикладываемой к реборде барабана.

Допустимые отклонения оси шкива от горизонтального положения устанавливаются техническими условиями на монтаж оборудования данной подъемной установки.

Если подъем оборудован опрокидными подъемными сосудами, то на приемных площадках копра устанавливаются разгрузочные кривые (рис. 2.14, *а*), проверка которых выполняется после проверки положения подшкивной площадки.

Отклонения разгрузочных кривых в плане от проектного положения относительно проводников не должны превышать 10 мм. Проверка разгрузочных кривых по этому условию производится от осей ствола или подъема.

На горизонт установки разгрузочных кривых выносят ось ствола (подъема) I-I и отмечают насечками (рис. 2.14, *б*). От оси I-I по проектному размеру d откладывают и закрепляют ось симметрии II-II разгрузочных кривых, проходящую посередине между плитами *АА* и *ВВ* разгрузочных кривых. По оси II-II натягивают проволоку (выше образующей разгрузочных кривых) и подвешивают подвижной отвес.

Перемещая отвес по проволоке (точки 0–5), измеряют перпендикулярно линии II-II расстояния b_0 и b'_0 , b_1 и b'_1 , b_2 и b'_2 , b_3 и b'_3 , b_4 и b'_4 , b_5 и b'_5 от отвеса до кромки разгрузочных кривых. Отвес перемещают с интервалом 0,3–0,5 м, а в местах перегиба разгрузочных кривых — через 0,1–0,2 м. После съемки кривых отвес перемещают в точку 6 и измеряют расстояния c и c' от отвеса до проводников.

Плоскости плит *АА* и *ВВ*, на которые крепятся разгрузочные кривые, должны быть перпендикулярны плоскости, проходящей через проводники. Допустимое отклонение для наи-

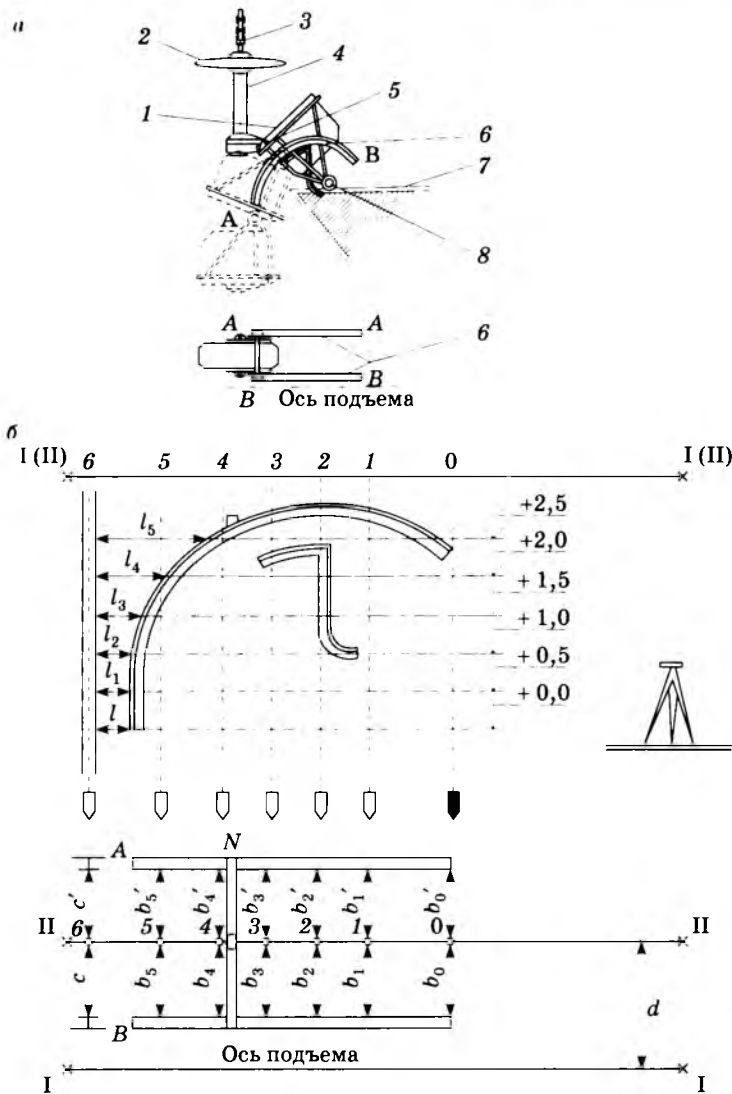


Рис. 2.14. Схема проверки разгрузочных кривых:

а — общая схема работы разгрузочных кривых; б — измерения, выполняемые при проверке разгрузочных кривых; 1 — поворотная платформа; 2 — крыша; 3 — прицепное устройство; 4 — основная рама; 5 — ось вращения опрокидной клетки (шарнир); 6 — разгрузочная кривая; 7 — верхняя кромка приемного бункера; 8 — отклоняющий ролик

более удаленной точки плит не должно превышать 10 мм. Для проверки этого условия на площадке приемного бункера устанавливают нивелир и через 0,5 м по высоте с помощью нивелирной рейки отмечают одинаковые горизонты на проводниках и разгрузочных кривых. Рулеткой измеряют расстояния l, l_1, l_2, l_3, l_4 и l_5 , которые сравнивают с проектными.

Существующие точки обеих разгрузочных кривых, т.е. внутренних и наружных, закрепленных на плитах AA и BB , должны быть расположены на одном уровне. Допустимое отклонение по высоте не должно превышать 10 мм. Проверка этого условия выполняется, например, при помощи накладного уровня N , который непосредственно устанавливается на разгрузочных кривых в точках $0-5$.

Работы при установке подъемной машины. Разбивку здания подъемной машины производят от осей подъема и главного вала подъемной машины. На оси подъема временно закрепляют центр подъемной машины (см. рис. 2.6). Установив над этой точкой теодолит, откладывают от оси подъема угол 90° и на продолжении визирной оси в обе стороны закрепляют точками за пределами будущего здания ось главного вала подъемной машины.

При возведении стен с внутренней стороны их закрепляют скобами, на которые переносят точки m_1 и m_2 оси главного вала подъемной машины, m_3 и m_4 оси подъема, m_5 и m_6 оси ствола. После возведения стен в верхней части машинного зала закладывают второй ряд скоб на таком уровне, чтобы их можно было использовать при монтаже подъемной машины и для контрольных измерений. На эти скобы переносят метки оси подъема и оси главного вала подъемной машины.

Значение дирекционного угла оси главного вала не должно отличаться от проектного более чем на $2'$, расстояние от центра ствола до оси главного вала — более чем на 100 мм, угол между закрепленными осями не должен отличаться от прямого более чем на $1'$; смещение точки пересечения оси главного вала и оси подъема в боковом направлении должно быть не более 50 мм.

Перед установкой подъемной машины проверяют размеры и положение фундамента, расположение проемов под анкерные болты. Результаты проверки оформляют актом.

После установки одноканатной подъемной машины проверяют положение главного вала в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Для проверки в горизонтальной плоскости между осевыми скобами натягивают проволоку, с которой вблизи торцов вала опускают по два отвеса. Отклонение оси вала относительно створа отвесов (т.е. отклонения концов оси вала относительно закрепленной внутри здания разбивочной оси) не должно превышать 1 мм. Укладку главного вала подъемной машины в вертикальной плоскости проверяют нивелированием. При определении превышения учитывают возможное неравенство диаметров шеек вала. Положение вала по высоте не должно отличаться от проектного более чем на 100 мм.

Проверка соотношений геометрических элементов одноканатной подъемной установки. По окончании монтажа одноканатной подъемной установки и в процессе ее эксплуатации определяют углы: девиации подъемных канатов на барабанах α и копровых шкивах β , отклонения от вертикали головных подъемных канатов ω , наклона осей валов подъемной машины ϵ и копровых шкивов δ , а также вертикальность копра i .

Для проверки геометрических элементов подъемной установки прокладывают теодолитный ход $G-C-B-D$ — от подъемной машины к стволу, и ход $G-C-B-A$ — к точке A , закрепленной примерно на оси подъема, с учетом возможности визирования на подшкивную площадку (рис. 2.15). Точку D следует закреплять вблизи ствола так, чтобы можно было выполнять съемки сечений ствола и элементов армировки.

Измерения и их обработку выполняют в условной системе координат, центр которой совпадает с центром подъемной машины (точка M), ось абсцисс x направлена по оси подъема от подъемной машины к стволу, а ось ординат y — по оси главного вала.

С точки C производят съемку точки G , с помощью которой определяют фактическое положение оси подъема. Точку G

закрепляют на реборде барабана, например, приваривая ее специальным кронштейном. Для проведения вычислений определяют r — ширину реборды барабана и f — длину кронштейна. При повороте барабана на 180° точка G , перемещаясь по окружности, займет положение G_1 , образуя при вращении барабана вертикальную плоскость, перпендикулярную оси главного вала и параллельную фактической оси подъема. Вначале измеряют угол $BСГ$ и расстояние $СГ$. Затем, повернув барабан на 180° , измеряют угол $BСГ_1$ и расстояние $СГ_1$, в результате чего определяют координаты точек G и G_1 . Затем измеряют все элементы органов навивки, необходимые для вычисления углов девиации.

Для съемки шкивов фактическую ось подъема или линию, параллельную ей, переносят на подшивную площадку. С точки A осуществляют перенесение линии $A-I$. Для этого вычисляют горизонтальный разбивочный угол β_A так, чтобы направление $A-I$ было параллельно оси подъема (линии $ГГ_1$). Между точками I и II натягивают проволоку, от которой измеряют расстояния до шкивов на обоих концах их горизонтальных диаметров: a_1, a_2 и a'_1, a'_2 .

Пример расчета углов девиации на барабанах и шкивах. Исходные данные для расчета углов девиации подъемной установки, схема которой дана на рис. 2.15, приведены в табл. 2.3 (см. также рис. 2.6, 2.8, 2.9).

Таблица 2.3

Исходные данные для расчета углов девиации

Величина	Значение	Величина	Значение	Величина	Значение
H , м	450	$D_{ш}$, м	4,0	a_1^n , мм	1150
H_k , м	40	B , м	2,2	a_2^n , мм	1140
L , м	48	b , мм	80	a_1^3 , мм	1160
h_6 , м	1,5	d , мм	52	a_2^3 , мм	1140
D_6 , м	5,0	e , мм	2	y_A , мм	20

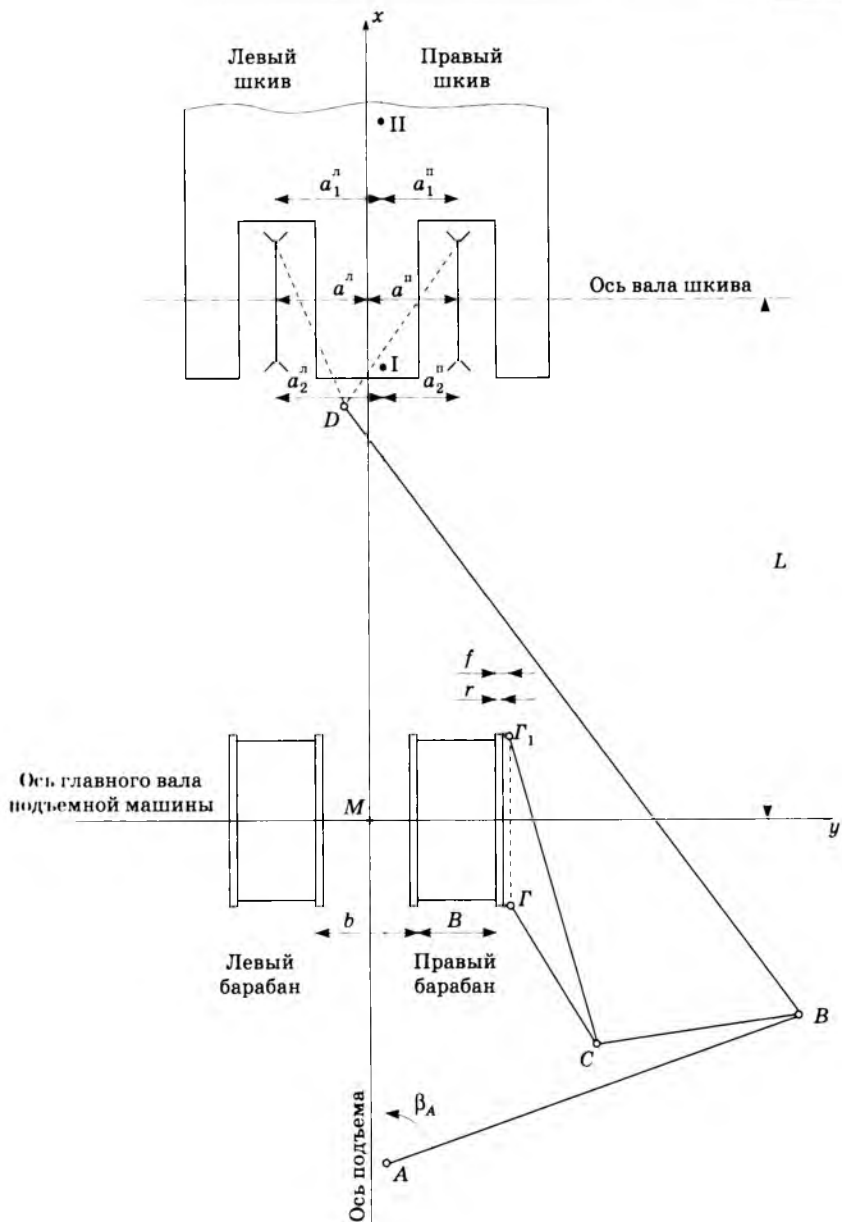


Рис. 2.15. Схема контроля за подъемной установкой

1. Вычисляем углы между осевыми плоскостями шкивов и осью подъема.

Для правого шкива

$$\gamma^{\text{п}} = \frac{a_2^{\text{п}} - a_1^{\text{п}}}{D_{\text{ш}}} \rho' = \frac{1140 - 1150}{4000} \cdot 3438' = 8,6',$$

для левого шкива

$$\gamma^{\text{л}} = \frac{a_2^{\text{л}} - a_1^{\text{л}}}{D_{\text{ш}}} \rho' = \frac{1140 - 1160}{4000} \cdot 3438' = 17,2'.$$

2. Вычисляем расстояние от оси подъема до шкивов по направлению оси шкивов на подшкивной площадке.

Для правого шкива

$$a^{\text{п}} = \frac{a_1^{\text{п}} + a_2^{\text{п}}}{2} + y_A = \frac{1150 + 1140}{2} + 20 = 1165 \text{ мм}$$

для левого шкива

$$a^{\text{л}} = \frac{a_1^{\text{л}} + a_2^{\text{л}}}{2} - y_A = \frac{1160 + 1140}{2} - 20 = 1130 \text{ мм.}$$

3. Вычисляем по формулам (2.3) и (2.4) длину струны каната и угол ее наклона:

$$L_s = \sqrt{L^2 + (H_k - h_6)^2} = \sqrt{48^2 + (40 - 1,5)^2} = 61,532 \text{ м,}$$

$$\varphi = \arctg\left(\frac{H_k - h_6}{L}\right) = \arctg\left(\frac{40 - 1,5}{48}\right) = 38^\circ 44'.$$

4. Вычисляем значения ширины элементов навивки барабанов.

Ширина зоны рабочих витков [формула (2.6)]

$$l_p = \frac{H}{\pi D_6} (d + e) = \frac{450}{3,14 \cdot 5} (0,052 + 0,002) = 1,548 \text{ м.}$$

Ширина зоны запасных витков, принимая, что резерв длины каната $h_p = 30$ м [формула (2.7)],

$$l_3 = \frac{h_p}{\pi D_6} (d + e) = \frac{30}{3,14 \cdot 5} (0,052 + 0,002) = 0,103 \text{ м.}$$

Ширина зоны витков трения [формула (2.8); принимая число витков трения $n_T = 3,5$]

$$l_T = n_T (d + e) = 3,5(0,052 + 0,002) = 0,189 \text{ м.}$$

Ширина свободной части барабана [формула (2.9)]

$$l_c = B - (l_p + l_z + l_r) = 2,2 - (1,548 + 0,103 + 0,189) = 0,360 \text{ м.}$$

5. По формулам (2.11) вычисляем расстояние от оси подъема (ось x) до дальней и ближней границ рабочей части барабана:

$$b_1 = \frac{b}{2} + B - l_r = \frac{0,080}{2} + 2,2 - 0,189 = 2,051 \text{ м;}$$

$$b_2 = \frac{b}{2} + l_c = \frac{0,080}{2} + 0,360 = 0,400 \text{ м.}$$

6. Углы девиации на барабанах и шкивах вычисляем по формулам (2.10).

Для правого барабана

$$\alpha_n^n = \frac{b_1 - a^n}{L_s} \rho' = \frac{2,051 - 1,165}{61,532} \cdot 3438' = 49,50',$$

$$\alpha_n^b = \frac{a^n - b_2}{L_s} \rho' = \frac{1,165 - 0,400}{61,532} \cdot 3438' = 42,74'$$

и правого шкива

$$\beta_n^n = \alpha_n^n - \gamma^n \cos \varphi = 49,50' - 8,6' \cdot \cos 38^\circ 44' = 42,79',$$

$$\beta_n^b = \alpha_n^b + \gamma^n \cos \varphi = 42,74' + 8,6' \cdot \cos 38^\circ 44' = 49,45'.$$

Для левого барабана

$$\alpha_n^1 = \frac{b_1 - a^1}{L_s} \rho' = \frac{2,051 - 1,130}{61,532} \cdot 3438' = 51,46',$$

$$\alpha_n^b = \frac{a^1 - b_2}{L_s} \rho' = \frac{1,130 - 0,400}{61,532} \cdot 3438' = 40,79'$$

и левого шкива

$$\beta_n^1 = \alpha_n^1 - \gamma^1 \cos \varphi = 51,46' - 17,2' \cdot \cos 38^\circ 44' = 38,04',$$

$$\beta_n^b = \alpha_n^b + \gamma^1 \cos \varphi = 40,79' + 17,2' \cdot \cos 38^\circ 44' = 54,21'.$$

Углы отклонения головных канатов ω_x и ω_y отвесного положения определяют по разности абсцисс (ординат) осей канатов при нижнем и верхнем положениях подъемного сосуда и по расстоянию h_1 (рис. 2.16, см. также рис. 2.9) от оси вала копрового шкива до горизонта измерений на ярусе копровых расстрелов.

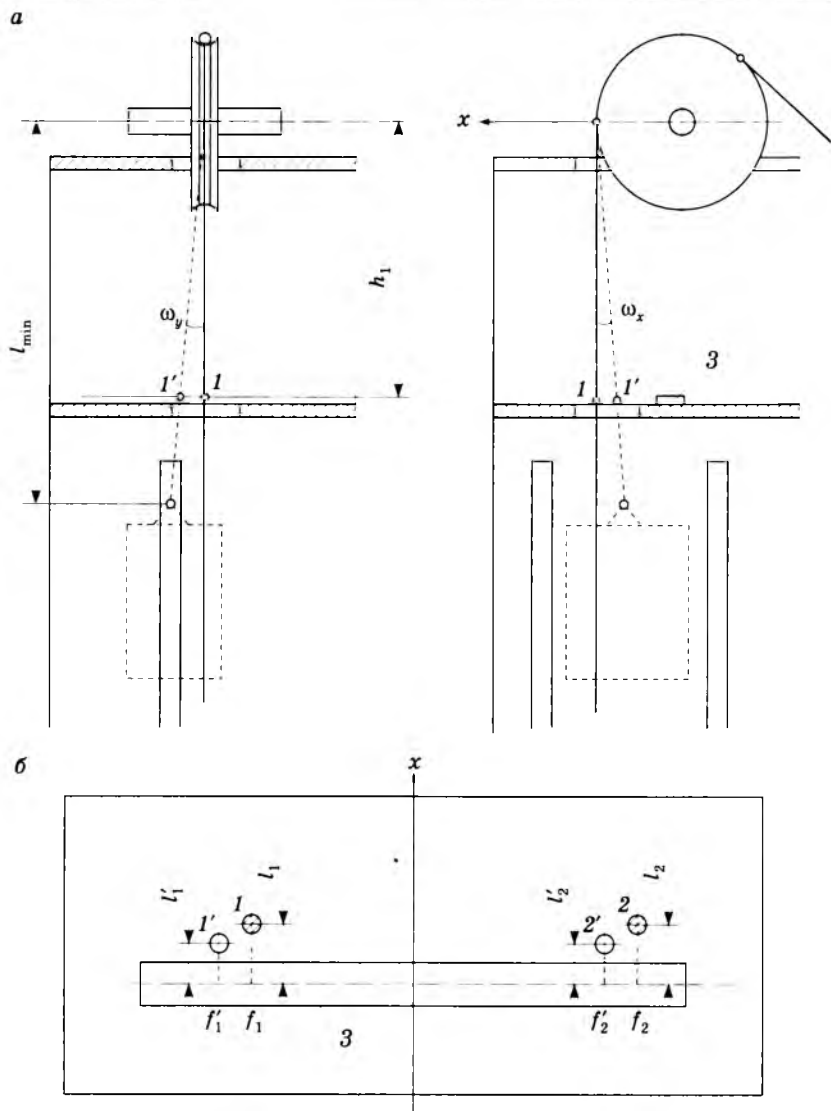


Рис. 2.16. Схема определения углов отклонения от вертикали головных подъемных канатов способом ординатной съемки: **а** — проекция угла отклонения на вертикальные плоскости; **б** — горизонт измерений; 1, 2 и 1', 2' — подъемные канаты соответственно при нижнем и верхнем положении подъемных сосудов; 3 — рейка координатомера

Проекции углов отклонения на координатные плоскости для точки 1:

$$\omega_{x_1} = \frac{l'_1 - l_1}{h_1} \rho',$$

$$\omega_{y_1} = \frac{f'_1 - f_1}{h_1} \rho',$$

где l_1, l_2 — расстояния от оси рейки координатомера до оси каната соответственно при верхнем и нижнем положениях подъемного сосуда; f'_1 и f_1 — расстояния от нуля до проекции оси каната на ось рейки при верхнем и нижнем положениях подъемного сосуда; h_1 — расстояние от оси вала копрового шкива до горизонта измерений.

Аналогично определяют углы отклонений каната 2. При больших углах отклонения ω для проектирования рихтовочных работ вычисляют смещения точки закрепления каната к сосуду a_x и a_y относительно схода каната со шкива:

$$a_x = \frac{\omega_x}{\rho} l_{\min},$$

$$a_y = \frac{\omega_y}{\rho} l_{\min}.$$

Углы наклона осей валов подъемной машины ϵ и копровых шкивов δ определяют по разности высот шеек вала с учетом диаметра.

2.2.2. Работы при многоканатном подъеме

Геометрические элементы многоканатных подъемных установок. Принцип действия многоканатных подъемных установок основан на использовании сил трения, возникающих между несколькими подъемными канатами и футеровкой канатопроводящих шкивов. Многоканатная машина в 4–5 раз легче одноканатной, равной ей по производительности, поэтому многоканатные машины помещают над шахтным ство-

лом на специально сооруженном башенном копре. Башня копра возводится двумя способами — в скользящей опалубке и с металлическим каркасом.

Основной частью многоканатной машины является цилиндрический барабан ведущих шкивов (рис. 2.17). На обечайке барабана из брусков трапецеидального сечения набирают несколько (по числу канатов) поясов футеровки. Брусочки изготовляют из дерева твердых пород или специальной пресс-массы. Их высота в зависимости от диаметра барабана составляет 60–120 мм. В поясах футеровки резцами расположенного под барабаном протачивающего устройства образуют канавки глубиной 2–4 мм. В эти канавки заводят подъемные канаты, и пояса футеровки становятся ведущими шкивами. Поскольку канавки протачиваются на вращающемся барабане, плоскости ведущих шкивов строго перпендикулярны оси вращения (оси главного вала). Канаты в период эксплуатации изменяют свое положение в направлении, перпендикулярном оси главного вала, поэтому сегменты футеровки изнашиваются и должны заменяться новыми.

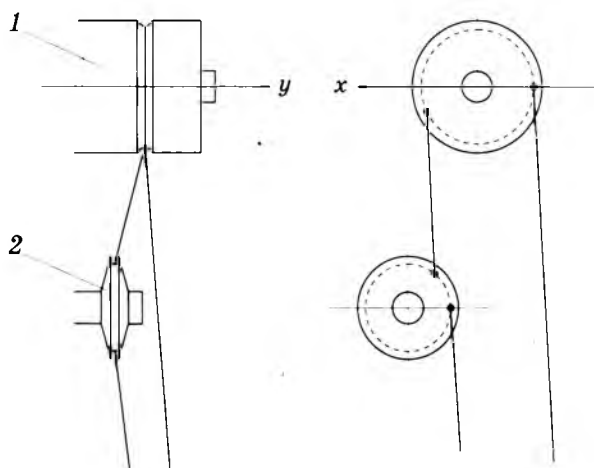


Рис. 2.17. Схема размещения шкивов цилиндрического барабана:
1 — ведущий шкив; 2 — отклоняющий шкив

Крепление к подъемному сосуду сразу нескольких канатов вызывает определенные трудности при выравнивании их натяжений. Для автоматизации этого процесса применяют специальные подвесные устройства. Широкое применение получили балансирные подвесные устройства, которые в процессе работы могут изменять положение канатов в плоскости, параллельной главному валу.

Наиболее экономична подъемная машина без отклоняющих шкивов. Однако в большинстве случаев диаметр ведущих шкивов больше расстояния между центрами подъемных отделений и вторую систему канатов необходимо направлять и подъемное отделение с помощью отклоняющихся шкивов.

Геометрические элементы четырехканатной подъемной установки с одним комплектом отклоняющих шкивов представлены на рис. 2.18.

Основные геометрические элементы многоканатной подъемной установки: I—II — ось главного (коренного) вала; III—IV — ось вала отклоняющих шкивов; Ц — центр главного вала; Ц_б, Ц_{б'} — средние точки схода головных и промежуточных канатов с барабанов ведущих шкивов; Ц_ш, Ц_{ш'} — средние точки схода головных и промежуточных канатов с отклоняющих шкивов; Ц_{п.н} — центр подвесного устройства неотклоненной системы канатов; Ц_{п.о} — центр подвесного устройства отклоненной системы канатов; δ, δ' — углы наклона осей главного вала и вала отклоняющих шкивов; ω_х, ω_у и θ_х, θ_у — углы отклонения от вертикали осей систем канатов на координатные плоскости; α_г, β_г и φ, ψ — углы девиации соответственно головных канатов и оси системы промежуточных канатов на ведущих и отклоняющих шкивах; η — угол обхвата отклоняющего шкива канатом; ε — угол поворота оси вала отклоняющих шкивов относительно оси главного вала.

Требования к соотношению геометрических элементов многоканатной подъемной установки, определяющие взаимное положение подъемной машины, отклоняющих шкивов, подъемных сосудов и связывающих их в единую систему канатов:

□ оси главного вала и валы отклоняющих шкивов должны быть горизонтальными и параллельными между собой;

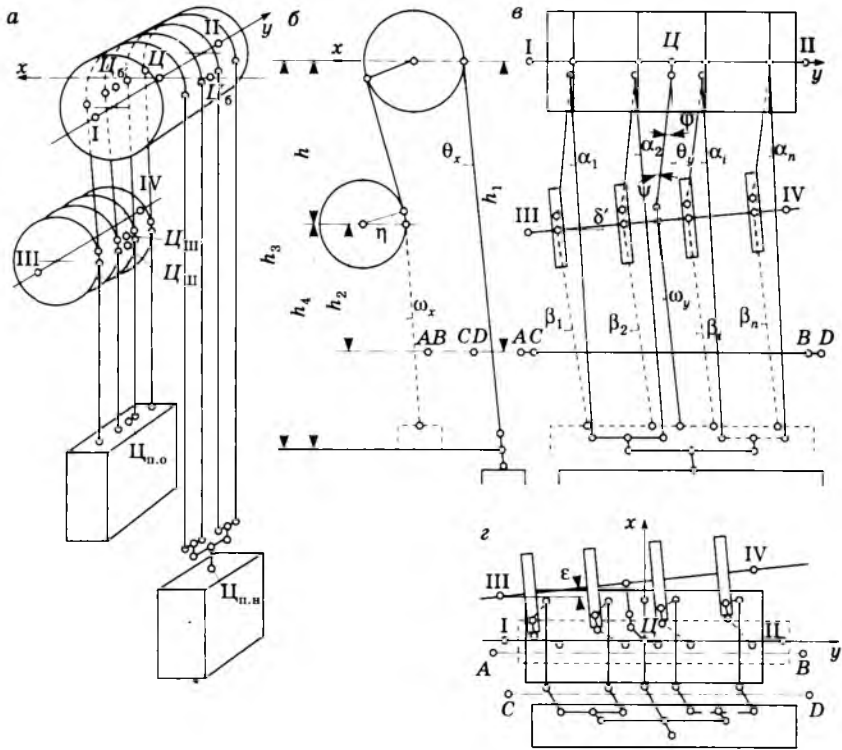


Рис. 2.18. Схема расположения геометрических элементов четырехканатной подъемной установки с одним комплектом отклоняющих шкивов:

a — общий вид; *б, в* — проекции на вертикальные плоскости;
г — вид в плане

□ соответственные ведущие и отклоняющие шкивы должны лежать в одной вертикальной плоскости;

□ оси главных канатов и оси систем неотклоненных и отклоненных канатов должны быть вертикальными.

Допустимые условия отклонения устанавливаются соответствующими инструкциями (руководствами) по монтажу и наладке шахтных подъемных установок. При отсутствии таких необходимо руководствоваться допусками, приведенными в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Допустимые отклонения основных геометрических элементов для многоканатной подъемной установки

Обозначение элемента	Допустимые отклонения	Обоснование
θ_y, ω_y	0°30'	Исследования ВНИМИ
θ_x, ω_x	1°30' — при жестких проводниках 0°30' — при канатных проводниках	Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. Исследования ВНИМИ
α, β	1°30'	Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт
φ, ψ	0°30'	Исследования ВНИМИ
δ	0°02'	
δ'	0°10'	
i	0,004	

Работы при сооружении фундаментов башенных копров.

Перед началом строительных работ производят разбивку основных осей фундамента и границ котлована. Разбивку контура котлована под ленточный фундамент глубокого заложения (свайных и столбчатых) выполняют способом перпендикуляров. Полученные точки проектного контура отмечают временными знаками.

При разбивке контура котлована под ленточный фундамент кольцевой формы первоначально закрепляют точки *A, B, C* и *D*, лежащие на осях ствола (рис. 2.19). Круговой контур выносят в натуру, откладывая от центра ствола *O* радиус котлована *O1, O2, O3* (и т.д.) или вынося точки по перпендикулярам *11', 22', 33'* (и т.д.) от хорд *AB, BC, CD* и *DA*, соединяющих осевые точки контура. Длину перпендикулярных отрезков определяют графически, используя чертеж фундамента в масштабе 1:50 или 1:100.

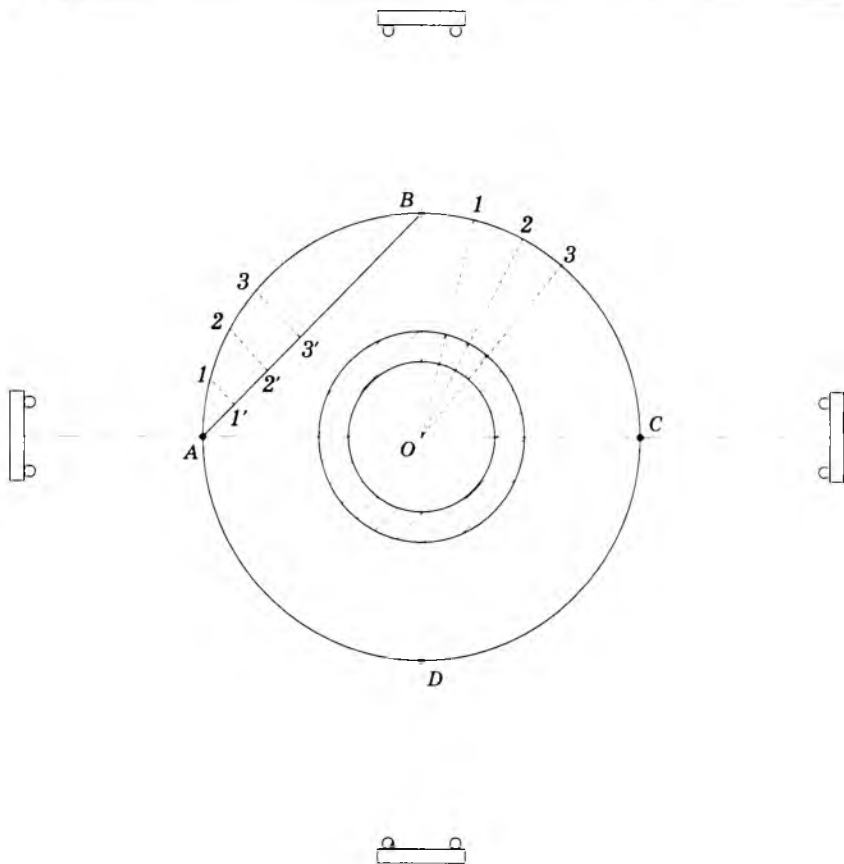


Рис. 2.19. Схема разбивки контура котлована под ленточный фундамент кольцевой формы

Для определения объема вынудой земляной массы за отчетный период производят съемку котлована и составляют план, на котором показывают проектные контуры и фактическое положение котлована на момент измерений.

После окончания земляных работ и зачистки дна котлована выполняют исполнительную съемку. На дно котлована переносят оси ствола, от которых производят разбивку осей стен фундамента. Отклонение щитов опалубки фундамента в горизонтальной плоскости не должно превышать 15 мм.

По окончании бетонирования стенок фундамента и его перекрытия проверяют размеры фундамента в плане, высоту и горизонтальность перекрытия. В цокольной части фундамента закладывают скобы или марки, на которых отмечают оси ствола.

При сооружении свайного фундамента на дне котлована, кроме осей ствола, закрепляют оси каждого наружного ряда свай не менее чем четырьмя знаками и после забивки свай производят исполнительную съемку. Проектное и фактическое положение свай показывают на плане в масштабе 1:50.

При возведении фундаментов глубокого заложения с применением опускных колодцев или проходкой шурфов, кроме вынесения в котлован основных осей сооружения, осуществляют разбивку осей и контуров опускных колодцев или шурфов.

Контур опускного колодца отмечают знаками по окружности через интервалы, равные длине секции режущего башмака. Горизонтальность башмака проверяют нивелированием секций в точках, симметрично расположенных по периметру башмака. Положение башмака в горизонтальной плоскости контролируют измерением расстояний (радиусов) от центрального отвеса, закрепленного по оси колодца, до секций. Таким же способом проверяют правильность установки опалубки для бетонирования стен колодца. Фактические расстояния не должны отличаться от проектных более чем на 15 мм.

Вертикальность опускного колодца малого диаметра (до 15 м) проверяют по положению отвеса относительно центра марки, установленной под отвесом. Отвес длиной 1 м крепят на кронштейне с внутренней стороны стены нижней части колодца. На кронштейне под отвесом закрепляют диск, на котором нанесены две взаимно перпендикулярные прямые, пересекающиеся в центре, и ряд окружностей с радиусами 5, 10, 15 мм и т.д. Прямые должны быть параллельны осям колодца, а его центр совпадать с отвесом, когда стенки колодца вертикальны.

Для контроля за вертикальностью опускных колодцев диаметром более 15 м рекомендуется использовать реперы, за-

кладываемые в основании колодца через 5–6 м по его периметру. Реперы закрепляют на стенке колодца в одной горизонтальной плоскости. Наклон колодца периодически проверяют нивелированием реперов.

Положение опускного колодца проверяют после каждого метра погружения. Горизонтальные смещения колодца не должны превышать 0,01 от глубины погружения, а тангенс угла отклонения колодца от вертикали — 0,01.

При возведении столбчатых фундаментов контроль за проходкой и креплением шурфов осуществляют с помощью центрального отвеса, закрепленного на нулевой раме. Отклонение стенки закрепленного шурфа от вертикали не должно превышать 50 мм.

После сооружения основания фундамента составляют исполнительную схему на скрытые работы. На схеме показывают расположение шурфов или колодцев, а также их вертикальные разрезы по осям.

При сооружении фундамента под сборные железобетонные конструкции до бетонирования верхней части ростверка на арматуру выносят оси анкерных болтов, предназначенных для крепления опорных плит и колонн нижнего яруса. Разбивку осей анкерных болтов выполняют относительно основных осей копра или ствола. После временного закрепления болтов и закладных деталей проверяют их положение в горизонтальной плоскости и по высоте. По окончании работ производят исполнительную съемку фундамента, анкерных болтов и закладных деталей. Результаты съемки фиксируют на копии рабочего чертежа проекта фундамента (рис. 2.20).

Осадку фундамента башенных копров определяют геометрическим нивелированием. Допустимые погрешности определения осадок для копров, возводимых на песчаных и глинистых грунтах, не должны превышать 2 мм, для копров, возводимых на насыпных, просадочных и других сильно сжимаемых грунтах, — 5 мм.

Перед определением осадок закладывают грунтовые или стенные реперы. Осадочные марки закрепляют по углам цо-

кольной части фундамента и нивелируют их не реже одного раза в месяц. Наблюдения за осадками прекращают, если в течение трех циклов измерений величина их колеблется в пределах заданной точности измерений. По данным каждого цикла наблюдений вычисляют среднюю осадку и крен фундамента.

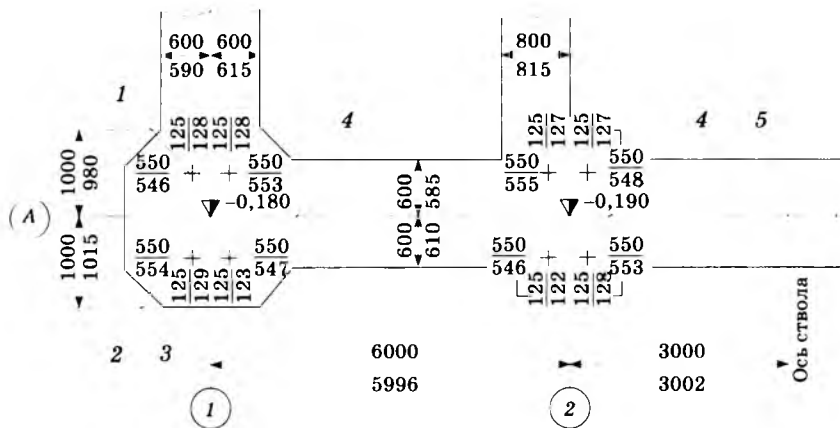


Рис. 2.20. Исполнительная схема части фундамента под металлический башенный копер с результатами измерений, нанесенными на копию рабочего чертежа проекта: 1 — ось анкерного болта; 2, 3 — расстояние от оси анкерного болта (в числителе — проектное, в знаменателе — фактическое) соответственно до продольной (А) и поперечной (1) разбивочной осей; 4 — опорные поверхности; 5 — контур фундамента

Работы при возведении башни копра в скользящей опалубке. Маркшейдерские работы при возведении башни копра в скользящей опалубке включают:

- проверку установки в исходное положение скользящей опалубки на фундаментажной плите;

- контроль за положением опалубки в плане и по высоте, а также горизонтальности рабочего пола при возведении стен башни;

- проверку положения проемов и отверстий для установки закладных частей и деталей;
- разбивку стационарных опалубок для устройства междуэтажных перекрытий, бункеров и машинного зала;
- наблюдения за осадкой копра.

Правильность положения смонтированной на фундаментной плите скользящей опалубки устанавливают измерениями от проволок, натянутых вдоль осей ствола, до рабочей поверхности каждого щита по верху опалубки. По результатам составляют исполнительную схему размеров и положения скользящей опалубки.

Правильность установки домкратных рам по высоте и горизонтальность рабочего пола опалубки проверяют нивелированием рабочего пола в углах секций и ригелей домкратных рам.

После подъема опалубки на высоту 1,5–2,0 м в стенах копра с наружной и внутренней сторон закладывают скобы, на которые с помощью теодолита переносят оси ствола с ближайших осевых пунктов.

В процессе возведения башни копра положение скользящей опалубки проверяют не реже чем через 4 м подвигания опалубки (т.е. ее подъема).

Положение скользящей опалубки в плане контролируют с помощью приборов вертикального визирования или отвесов. Места расположения визирных марок или отвесов определяют в зависимости от размеров опалубки и высоты копра. При возведении копров высотой до 50 м марки обычно располагают по углам стволового отделения (три-четыре марки) и в лифтовом отделении (одна марка), при большей высоте марки следует размещать также и по углам наружных стен копра.

Визирные марки рекомендуется изготавливать на прозрачной основе размером 40×40 см с сантиметровой сеткой. Марки крепят к элементам скользящей опалубки. При закреплении марки ориентируют так, чтобы их шкалы были параллельными осям ствола, а возрастание оцифровки — противоположно направлениям осей x и y (рис. 2.21, 2.22).

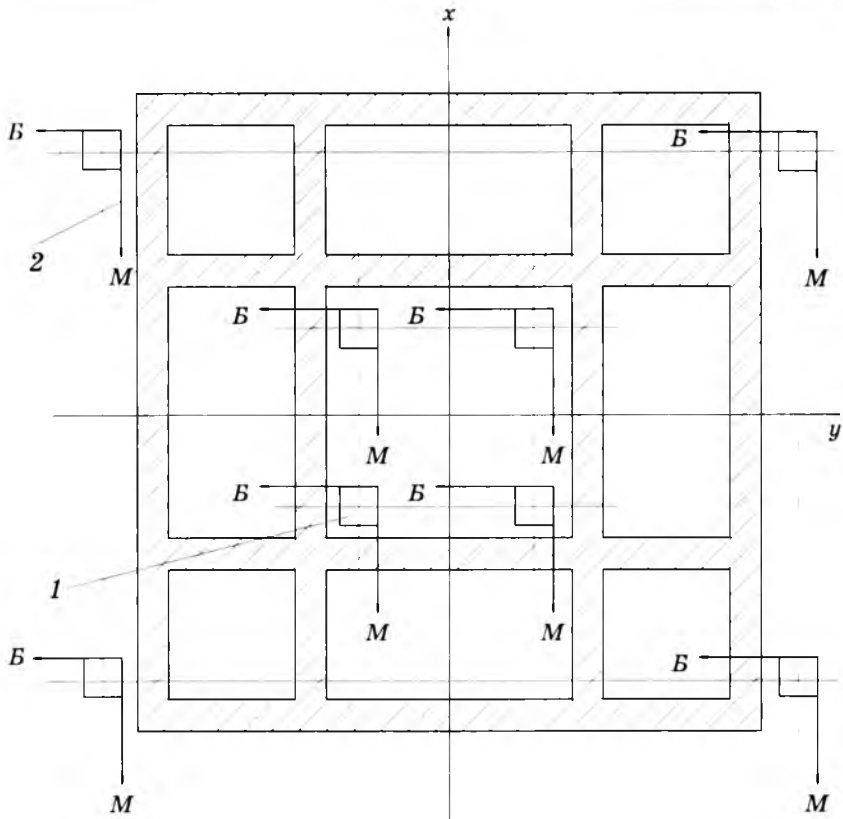
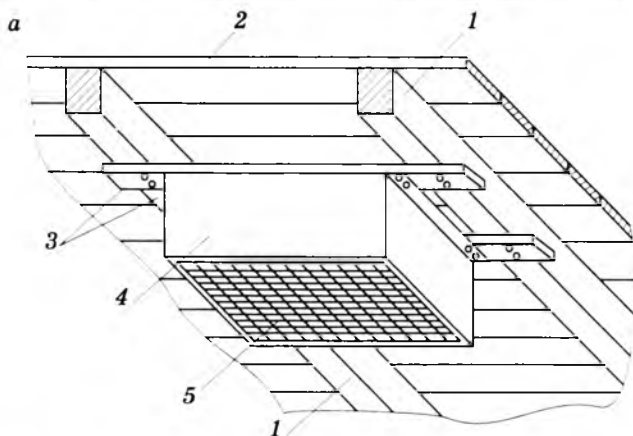


Рис. 2.21. Принципиальная схема размещения марок при возведении башенного копра прямоугольного сечения:

1 — визирная марка; 2 — направление возрастания оцифровки большой (Б) и малой (М) шкал; x , y — оси ствола (оси условной системы координат)

Для контроля за положением опалубки зенит-прибор (прибор для контроля за вертикальностью воздействия башенных копров) последовательно устанавливают на консольные пункты и берут отсчеты по шкалам марок (рис. 2.23). Смещения скользящей опалубки в горизонтальной плоскости относительно исходного положения находят по разности начального и последующих отсчетов.



б

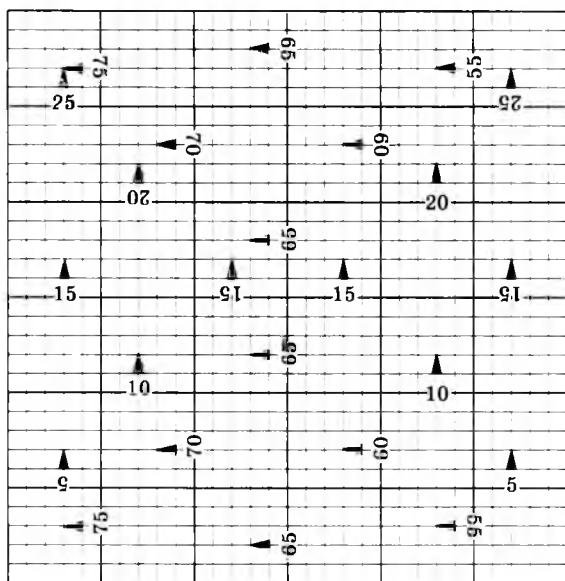


Рис. 2.22. Общая схема (а) крепления визирной марки (б) к рабочему полу опалубки:

1 — прогоны; 2 — рабочий пол опалубки; 3 — крепежные доски; 4 — короб; 5 — визирная марка (5, 10, 15, 20, 25 — оцифровка малой шкалы марки; 55, 60, 65, 70, 75 — оцифровка большой шкалы марки)

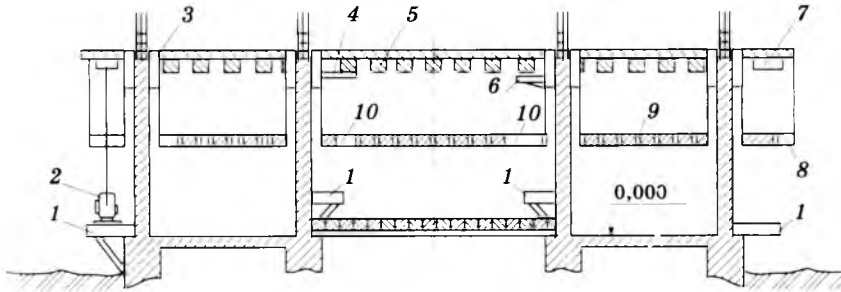


Рис. 2.23. Положение визирных марок и зенит-прибора при контроле за скользящей опалубкой:

1 — консольный пункт для установки зенит-прибора; 2 — зенит-прибор; 3 — щит опалубки; 4 — визирная марка, прикрепленная к низу рабочего пола; 5 — рабочий пол опалубки; 6 — визирная марка на консоли, прикрепленной к кружалам опалубки; 7 — визирная марка, укрепленная на козырьке опалубки; 8 — наружные подвесные подмости; 9 — внутренние подвесные подмости; 10 — отверстия в подмостях для наблюдения за визирными марками

При проверке положения опалубки отвесами их точки схода фиксируют центрировочными пластинами или направляющими блоками (рис. 2.24). Центрировочные пластины закрепляют на рабочем полу опалубки, а направляющие блоки крепят на кронштейнах к кружалам, стойкам домкратных рам или к низу рабочего пола после подъема опалубки на высоту 1,5–2,0 м. Отклонения опалубки определяют по положению острия отвеса относительно осей пластины, закрепленной на уровне нулевой площадки, или измерениями от отвеса до стен башни копра. Пластины закрепляют так, чтобы их оси были параллельны осям копра.

По результатам наблюдений за положением опалубки составляют чертеж проекций ряда сечений копра на горизонтальную плоскость или чертеж профильных линий стен копра. Построение проекций начинают с вычерчивания проектного сечения копра I-II-III-IV в масштабе 1:20–1:50 (рис. 2.25). В углах сечения вычерчивают шкалы визирных марок в масштабе 1:1–1:5. Направление осей шкал марок на чертеже изменяют относительно фактического на 180°. Центрируют шкалы так, чтобы положение угловых точек соответствовало

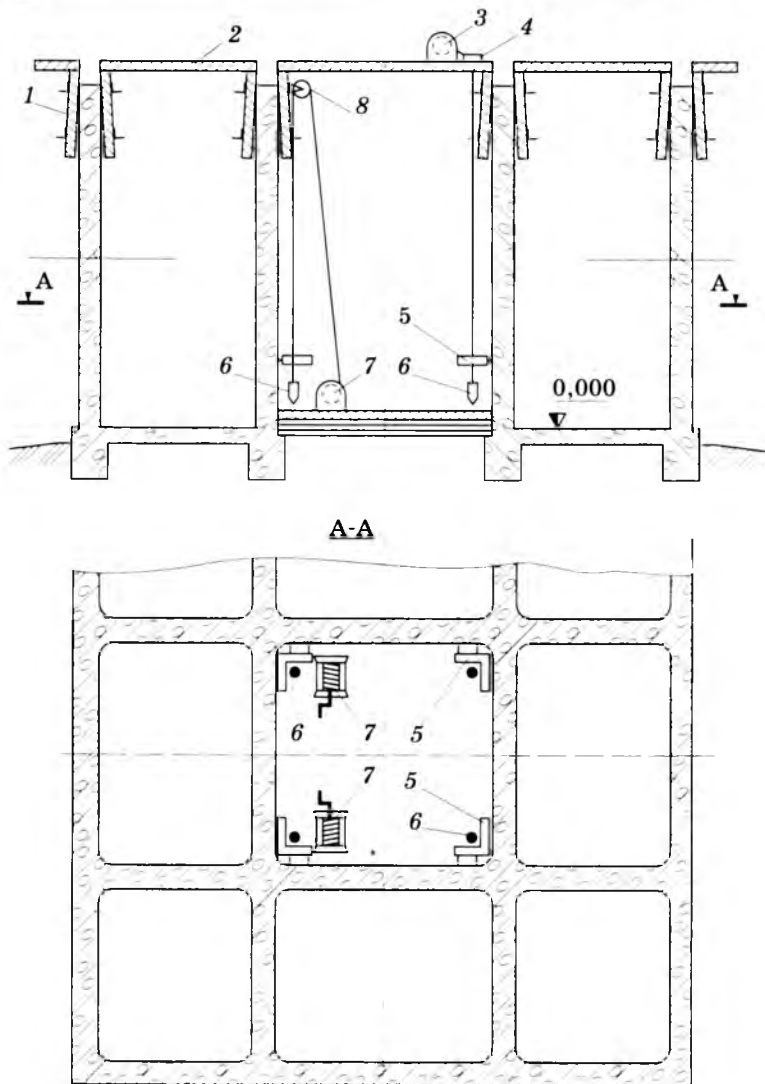


Рис. 2.24. Схема расположения оборудования и отвесов при проверке положения опалубки:

1 — щиты опалубки; 2 — рабочий пол опалубки; 3 — лебедка на рабочем полу; 4 — центрировочная пластина; 5 — координатомер; 6 — груз отвеса (10–15 кг); 7 — лебедка на нулевой раме; 8 — блок

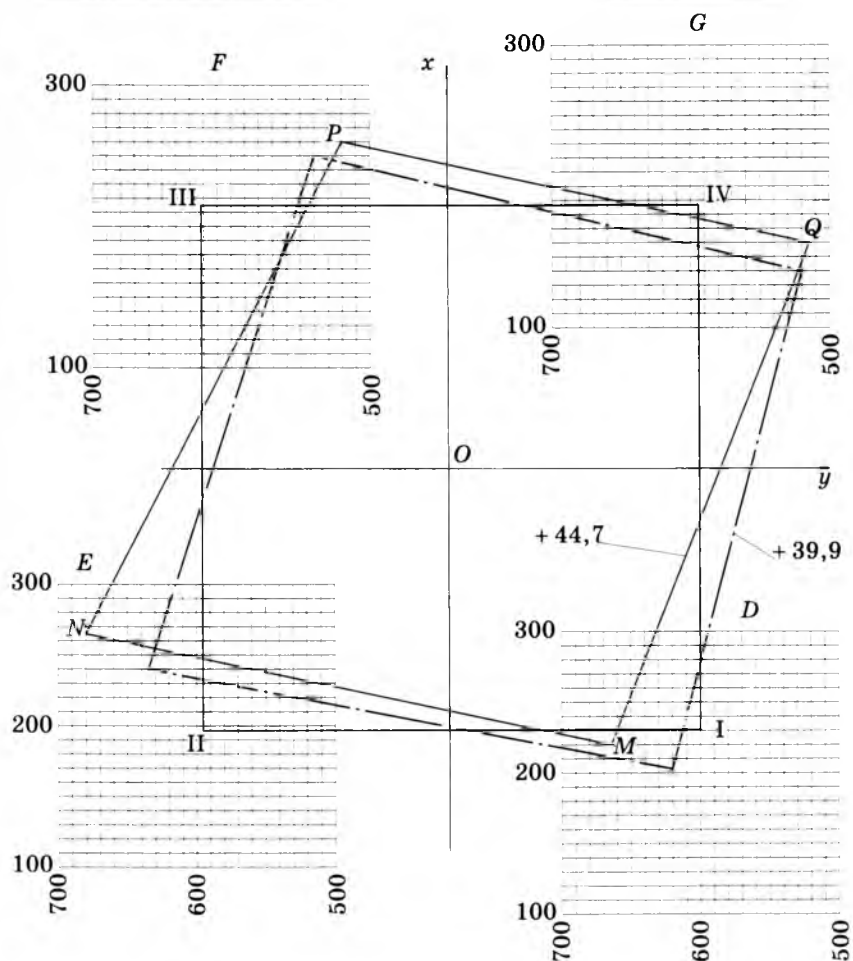


Рис. 2.25. Проекция сечений башенного копра на горизонтальную плоскость

начальным отсчетам по шкалам. Отсчеты по визирным маркам или смещения отвесов на нулевой площадке, получаемые при каждом наблюдении за опалубкой (т.е. после очередного подъема опалубки), наносят на чертёж и находят таким образом положение угловых точек копра последовательно для всех сечений. Несколько таких сечений даёт представление

об изменении формы опалубки в плане и направлении ее поворота. Для каждого сечения указывают высотную отметку. Например, проекция сечения копра $MNPQ$ соответствует горизонту $+44,7$ м.

Профильные линии стен башенного копра строят по отклонениям марок или отвесов в двух взаимно перпендикулярных вертикальных плоскостях. Вертикальный масштаб профиля принимают равным 1:100 или 1:200. Отклонение копра в горизонтальной плоскости показывают соответственно в масштабе 1:5 или 1:10.

Высоту рабочего пола определяют с помощью деревянных реек с дециметровыми делениями, прикрепляемых к арматуре угловых и узловых частей башни. Рейки устанавливают после монтажа опалубки и по мере ее подъема систематически наращивают, отмечая на них высоту нулевой площадки. Их используют также для оперативного контроля за горизонтальностью рабочего пола опалубки, определения высоты установки закладных деталей и устройства перекрытий. Через каждые 10–20 м подвигания опалубки высоту рабочего пола проверяют измерениями от репера, заложенного в нижней части копра.

После возведения стен башни копра до горизонтов отклоняющих шкивов и машинного зала на каждый из этих горизонтов переносят монтажные оси и закрепляют их насечками на металлических скобах. Расхождение между насечками, полученными дважды, не должно превышать 30 мм, а допустимое отклонение от прямого угла между основными осями машинного вала (подъемной машины) — $2'$. На монтажных горизонтах закладывают реперы. Расхождение отметок одного и того же репера из двух независимых определений не должно превышать 20 мм.

Работы при сооружении каркаса металлических башенных копров. Перед монтажом стальных конструкций на верхней плите фундамента и за ее пределами строят монтажную сетку с размерами сторон, соответствующими расстояниям между осями разбивочной сети. Длина сторон монтажной сетки не должна отличаться от проектной более чем на 5 мм.

При установке опорных плит контролируют их положение относительно разбивочных осей, высоты и горизонтальность верхней плоскости. Высотная отметка верхней плоскости плиты не должна отличаться от проектной более чем на 1,5 мм, а ее угол не должен превышать 1:1500.

После установки плит в проектное положение и подливки их бетоном выполняют контрольное нивелирование. На опорные плиты переносят оси колонн, которые отмечают на рабочей поверхности кернами или рисками. Правильность разбивки осей проверяют измерением длин всех пролетов. Результаты измерений наносят на рабочий чертеж проекта с указанием высотных отметок верхних плоскостей плит.

Выверку каркаса башенного копра выполняют по мере возведения отдельных ярусов с помощью теодолитов или приборов вертикального визирования. При скорости ветра менее 2 м/с выверку разрешается выполнять отвесами. После завершения монтажа каждого яруса каркаса (т.е. после монтажа яруса колонн) составляют чертежи рядов колонн в виде вертикальных проекций, построенных параллельно осям ствола. На чертежах должны быть указаны отклонения (в мм) от проектного положения каждой колонны, высотные отметки ярусов, расстояния между осями колонн в местах крепления к опорным плитам.

По мере возведения каркаса на горизонты перекрытий выносят оси ствола и передают высоты, которые отмечают на металлоконструкциях рисками или кернами. После возведения перекрытий и установки стеновых панелей оси ствола переносят на стены и закрепляют на скобах.

При сборке башенного копра на монтажном стенде с последующей движимкой в проектное положение выполняют:

- разбивку фундаментов монтажного стенда и накаточных путей;
- проверку положения фундаментов в плане и высотных отметок опорных поверхностей стенда, накаточных путей и основного фундамента;
- контроль за вертикальностью сборки каркаса копра на монтажном стенде;

- определение величины продвижения копра и измерение осадки путей при надвижке;
- контроль установки копра в проектное положение.

При возведении башенного копра с наклонными опорными стойками способом последовательного наращивания ярусов монтажную сетку строят в виде прямоугольников, вершинами которых являются проекции опорных поверхностей стоек на нулевой горизонт копра (рис. 2.26). Линии сетки, кроме того, закрепляют вне контура копра не менее чем тремя пунктами с каждой стороны. Разбивку осей пяты опор и опорной рамы станка выполняют аналогично разбивке фундаментов и подкопровой рамы при сооружении укосных стальных копров. При монтаже опорной части с пунктов монтажной сетки контролируют установку каждой стойки в двух взаимно перпендикулярных плоскостях. После окончания монтажа опорной части копра определяют высотные отметки каждой стороны опорной поверхности и на оголовок копра переносят направления осей ствола, от которых определяют смещения осей опор башенной части. Результаты контрольных и исполнительных измерений наносят на рабочие чертежи проекта.

Работы при монтаже многоканатных подъемных машин. Перекрытие машинного зала является одновременно и фундаментом подъемной машины, поэтому необходимость в разбивочных осях машины возникает еще в период строительства башенного копра. После возведения стен башни копра до горизонтов отклоняющих шкивов и машинного зала на каждый из этих горизонтов переносят монтажные оси и закрепляют их насечками на металлических скобах. Расстояние на скобах между насечками, полученными дважды, не должно превышать 30 мм.

Наиболее распространенным способом перенесения осей ствола на монтажные горизонты башенного копра является наклонное визирование теодолитом с осевого пункта. Более высокой точности можно добиться с помощью зенит-прибора. Вполне удовлетворительные результаты могут быть получены с использованием отвесов, закрепленных в стволь-

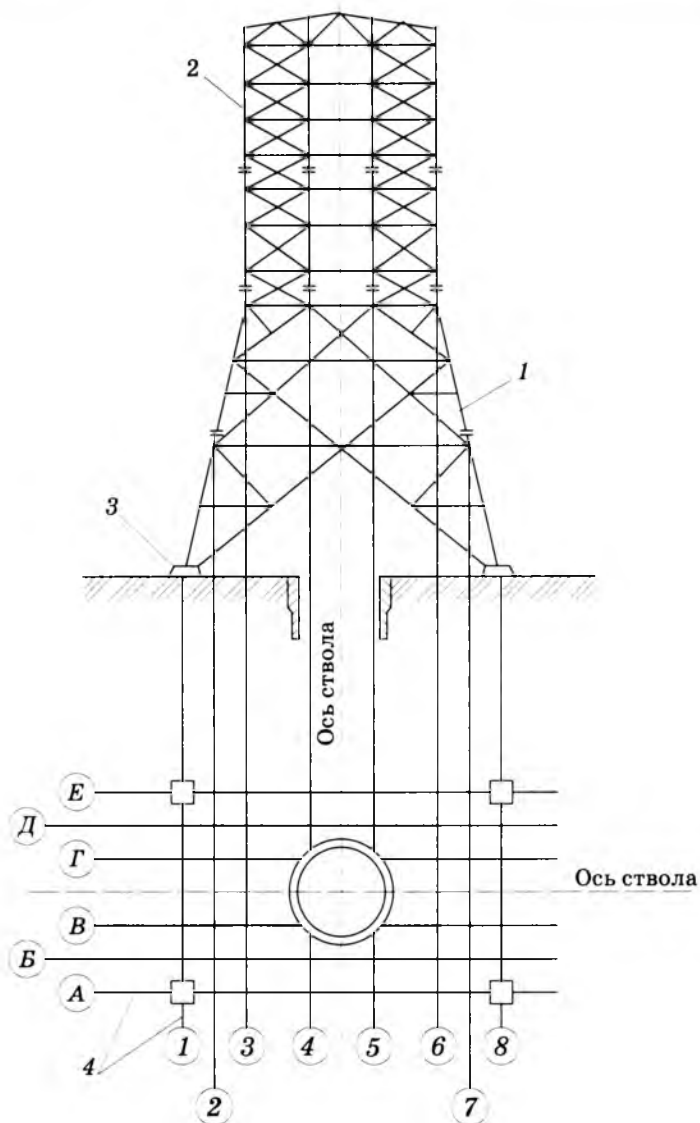


Рис. 2.26. Схема металлического башенного копра с наклонными стойками:
 1 — опорная часть; 2 — башенная часть; 3 — фундамент;
 4 — разбивочные оси (А — Е, 1 — 8)

ном, монтажном или лестничном отделениях копра. Башенный копер, как и все высотные сооружения, испытывает температурные деформации из-за одностороннего нагрева его стен солнцем. Так, например, ось железобетонного копра в течение 4–5 ч активной солнечной радиации может отклониться от вертикального положения на $0,5'$, а копра со стальным каркасом на $2,5'$. Поэтому для получения сопоставимых результатов оси ствола следует переносить рано утром или в пасмурную погоду.

Дальнейшая детализация разбивочных работ на горизонте машинного зала состоит в определении положения оси главного вала и оси подъемной машины относительно осей ствола. Разбивочные оси машины окончательно закрепляют на скобах только после проверки их перпендикулярности. Допустимое отклонение от прямого угла между основными осями машинного вала (подъемной машины) — $2'$. Соблюдение перпендикулярности осей необходимо для качественного выполнения детальных разбивок при возведении фундамента и монтаже машины.

Разбивочные оси отклоняющих шкивов выносят от осей подъемной машины. Расстояние между соответствующими насечками на скобах, полученными при двух независимых вынесениях, не должно превышать 10 мм.

На монтажных горизонтах закладывают реперы. Расхождение отметок одного и того же репера из двух независимых определений не должно превышать 20 мм.

После установки многоканатной машины положение главного вала, ведущих и отклоняющих шкивов проверяют измерениями от разбивочных осей. Расстояния, измеренные до оси вала, а также до плоскостей ведущих и отклоняющих шкивов, не должны отличаться от проектных более чем на 10 мм.

Проверка соотношений геометрических элементов многоканатной подъемной установки. По окончании монтажа многоканатной подъемной установки, а также в процессе ее эксплуатации определяют углы наклона осей главного (коренного) вала и вала отклоняющих шкивов δ и δ' , углы девиации оси системы промежуточных канатов на ведущих

и отклоняющих шкивах φ и ψ , углы отклонения от вертикали осей систем головных канатов на координатные плоскости ω_x , ω_y и θ_x , θ_y , углы девиации головных подъемных канатов на ведущих и отклоняющих шкивах α_i и β_i , угол поворота оси вала отклоняющих шкивов относительно оси главного (коренного) вала ϵ , угол перегиба (обхвата) каната отклоняющим шкивом η , а также вертикальность копра i .

Проверку выполняют после проточки футеровки ведущих и отклоняющих шкивов.

Рассмотрим работы, выполняемые при проверке четырехканатной подъемной установки с одним комплектом отклоняющих шкивов (см. рис. 2.18).

Способ проверки основан на допущении, что при нижнем положении подъемного сосуда головные канаты вертикальны, а при верхнем — они максимально отклонены от вертикали.

1. Определение радиусов ведущих шкивов. В машинном зале определяют радиусы тормозных ободов. Для этого измеряют расстояния между точками обода, расположенными на концах диаметра (рис. 2.27).

Радиус тормозного обода

$$R_{т.о} = \sqrt{\left(\frac{l}{2}\right)^2 - r_{в}^2},$$

где $r_{в}$ — радиус вала в месте касания его рулеткой (т.е. радиус определяют при «опоясывании» вала).

Далее, приложив рейку к ребрам барабана, измеряют линейкой расстояния до тормозных ободов a_I и a_{II} и до дна ручьев ведущих шкивов b_5 , b_6 , b_7 и b_8 .

Затем вычисляют радиусы ведущих шкивов, например:

$$R_5 = R_{т.оII} + a_{II} - b_5 + r_{к},$$

где $r_{к}$ — радиус каната подъемной машины.

Если $R_{т.оII} + a_{II} \neq R_{т.оI} + a_I$, то при вычислении радиусов шкивов разность

$$(R_{т.оII} + a_{II}) - (R_{т.оI} + a_I)$$

следует распределять пропорционально расстояниям от реборд барабана до шкивов.

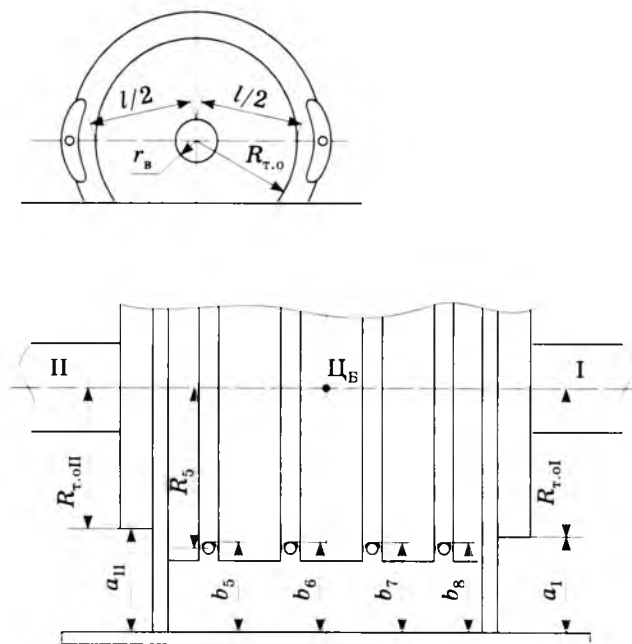


Рис. 2.27. Определение радиусов ведущих шкивов

2. Закрепление на горизонте измерений вспомогательных осей. Пункты, закрепляющие вспомогательные оси, условно назовем опорными, а перекрытие, на котором закрепляются опорные пункты, — горизонтом измерений. Горизонт измерений следует располагать ниже машинного зала на перекрытии, где возможен доступ к ниспадающим в ствол канатам. Как правило, горизонт измерений наиболее удобно иметь на перекрытии копра, где установлены отклоняющие шкивы.

На горизонте измерений (рис. 2.28) параллельно неотклоняемым канатам 5–8 укладывают рейку координатометра (рис. 2.29), опускают подъемный сосуд в нижнее положение и измеряют координатометром расстояние от ведущих шки-

нов, затем вычисляют расстояние от оси рейки до оси коренного вала. Перемещая рейку, добиваются равенства этих расстояний и намечают места закрепления двух опорных пунктов *C* и *D*. Пункты *A* и *B*, располагаемые вдоль створа отклоняемых канатов 1, 2, 3 и 4, определяют линейными засечками с пунктов *C* и *D*, добиваясь параллельности линий *AB* и *CD* с точностью 10'.

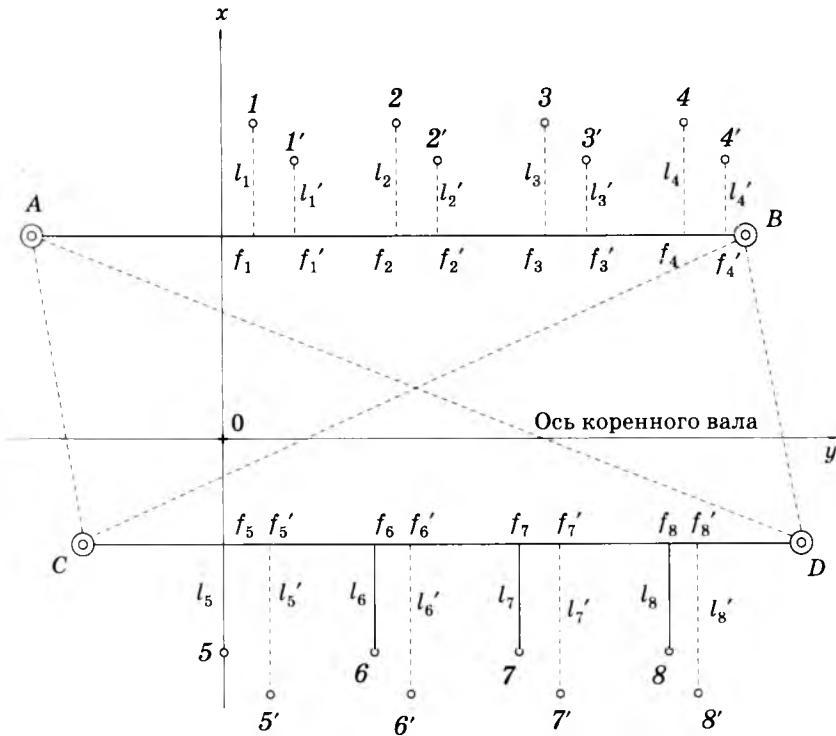


Рис. 2.28. Съёмка канатов на горизонте измерений:

A, B, C, D — пункты вспомогательных осей; 1–8 — номера сечений канатов при нижнем положении подъемного сосуда; 1'–8' — номера сечений канатов при верхнем положении подъемного сосуда

3. Определение координат опорных пунктов. Для определения координат пунктов выполняют ординатную съемку неотклоняемых канатов при нижнем положении подъемного сосуда и измеряют стороны и диагонали четырехугольника *ABDC*.

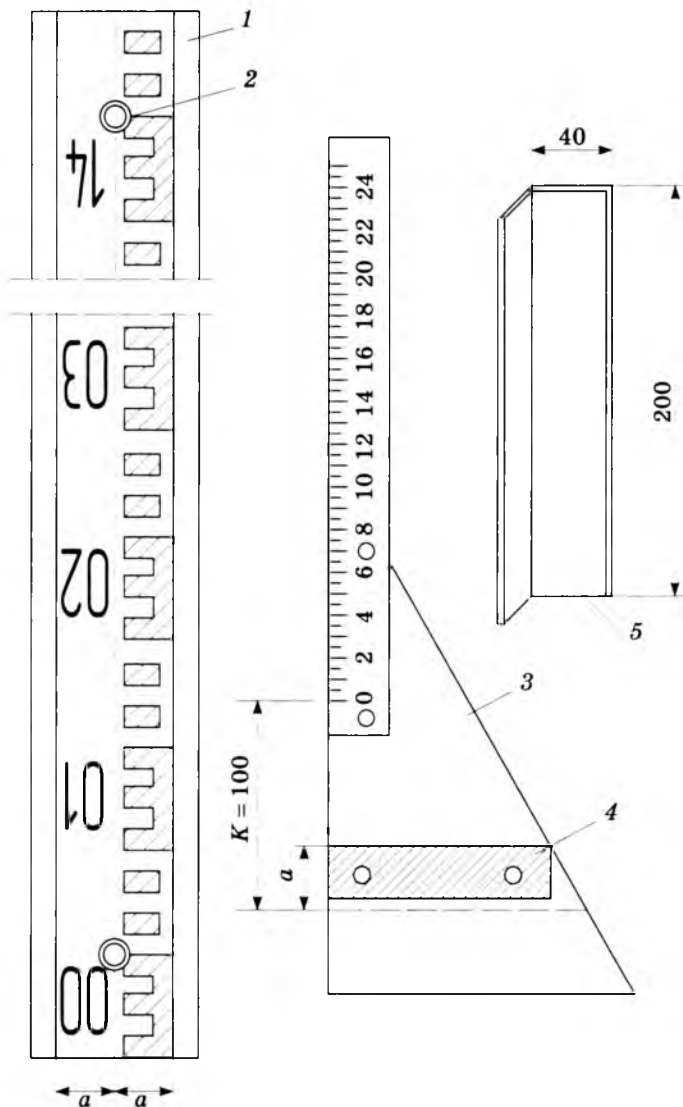


Рис. 2.29. Кординатометр:

1 — нивелирная рейка; 2 — отверстие для закрепления рейки на пунктах вспомогательных осей; 3 — ординатометр; 4 — направляющая пластина; 5 — уголок

Если пункты C и D (считая по оси x) расположены выше створа системы канатов, то берем знак «-», в противном случае — знак «+». Вычисляют абсциссы оси рейки:

$$x_{p5} = -R_5 + l_5, \quad x_{p6} = -R_6 - l_6,$$

$$x_{p7} = -R_7 + l_7, \quad x_{p8} = -R_8 - l_8.$$

Абсциссы оси рейки уравнивают по формулам

$$x_{p5ур} = \frac{2(x_{p5} + 2x_{p6} + x_{p7}) - (x_{p6} + 2x_{p7} + x_{p8})}{4},$$

$$x_{p6ур} = \frac{x_{p5} + 2x_{p6} + x_{p7}}{4},$$

$$x_{p7ур} = \frac{x_{p6} + 2x_{p7} + x_{p8}}{4},$$

$$x_{p8ур} = \frac{2(x_{p6} + 2x_{p7} + x_{p8}) - (x_{p5} + 2x_{p6} + x_{p7})}{4},$$

где $x_{p5ур}$, $x_{p6ур}$, $x_{p7ур}$, $x_{p8ур}$ — уравненные значения абсцисс оси рейки.

Определяют дирекционный угол стороны CD (оси рейки):

$$\alpha_{CD} = 90^\circ + \rho' \left(\frac{x_{p5ур} - x_{p8ур}}{f_8 - f_5} \right).$$

Если $\alpha_{CD} \pm 90^\circ < 10'$, то координаты пункта C :

$$x_C = x_{p5ур},$$

$$y_C = v - f_5,$$

где v — отсчет по рейке, соответствующий центру отверстия для крепления рейки на пункте C .

Если $\alpha_{CD} \pm 90^\circ > 10'$, то

$$x_C = x_{p5ур} + (v - f_5) \operatorname{tg}(\alpha_{CD} - 90^\circ),$$

$$y_C = v - f_5 + l_5 \operatorname{tg}(\alpha_{CD} - 90^\circ).$$

Внутренние углы четырехугольника $ABDC$ определяют решением треугольников по трем измеренным сторонам (используя теорему косинусов):

$$A = \arccos \frac{b^2 + c^2 - a^2}{2bc},$$

$$B = \arccos \frac{a^2 + c^2 - b^2}{2ac},$$

$$C = \arccos \frac{a^2 + b^2 - c^2}{2ab}.$$

Принимая за исходные данные координаты пункта C и дирекционный угол стороны CD , вычисляют координаты пунктов A , B и D . Угловая невязка не должна превышать $10'$, линейная — $1:2000$.

4. Определение угла поворота оси вала отклоняющих шкивов относительно оси коренного вала. На пунктах A и B (рис. 2.30; пункт B не показан) закрепляют рейку координатометра. На вал (точка IV) подвешивают парные отвесы O_1 и O_2 и под ними перпендикулярно рейке координатометра закрепляют вспомогательную нивелирную рейку. Наблюдая сверху вдоль нити отвеса, берут серию отсчетов по рейке у противоположных сторон отвесов O_1 и O_2 . Затем определяют значения a_{IV} и b_{IV} , соответствующие положению отверстия отвеса. Далее измеряют расстояние c_{IV} от пятки вспомогательной рейки до оси рейки координатометра и вычисляют расстояние d_{IV} :

$$d_{IV} = \frac{a_{IV} + b_{IV}}{2} + c_{IV}.$$

Аналогично находят расстояние d_{III} .

Угол поворота ε оси вала отклоняющих шкивов относительно оси коренного вала:

$$\varepsilon = \rho' \frac{d_{IV} - d_{III}}{s} + (\alpha_{AB} - 90^\circ),$$

где s — расстояние между точками III и IV (см. рис. 2.18) вала отклоняющих шкивов.

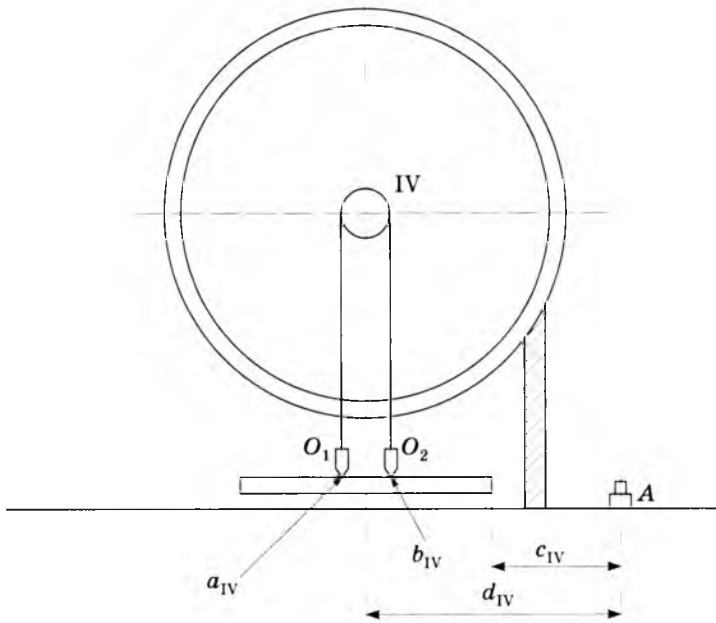


Рис. 2.30. Схема измерений для определения угла поворота ε оси вала отклоняющих шкивов относительно оси коренного вала

5. Определение высот осей коренного вала и вала отклоняющих шкивов, опорных пунктов и средних точек подвесных устройств. На перекрытиях горизонтов разгрузки, установки отклоняющих шкивов, горизонтов измерений и машинных залов закладывают реперы, на которые с нулевого репера, используя лестничное, монтажное или стволовое отделение копра, передают высоты.

Высоты осей валов, опорных пунктов и средних точек подвесных устройств определяют геометрическим нивелированием относительно реперов, заложенных на перекрытиях. Далее вычисляют превышения:

- h — оси коренного вала над валом отклоняющих шкивов;
- h_1 — оси коренного вала над горизонтом измерений;
- h_2 — оси вала отклоняющих шкивов над горизонтом измерений;

□ h_3 — оси коренного вала над средней точкой подвешного устройства;

□ h_4 — оси валов отклоняющих шкивов над средней точкой подвешного устройства.

6. Определение осевого и радиального биения отклоняющих шкивов. Если отклоняющие шкивы имеют устройства для проточки желобков, то измерения, связанные с определением координат отклоняемых канатов, следует выполнять сразу после очередной проточки желобков. В этом случае биение шкивов практически отсутствует и его определять нет необходимости.

Если биение устранить невозможно, то его величину определяют следующим образом. Поворачивая отклоняющие шкивы через интервал, равный 60° , делают на ободе метки и обозначают их цифрами 1, 2, 3...6 (маркировка шкивов). На пунктах *A* и *B* закрепляют рейку координатометра и при нижнем положении подъемного сосуда выполняют ординатную съемку канатов. Подъемный сосуд поднимают так, чтобы шкивы повернулись на очередной интервал, и снова делают съемку канатов до полного оборота шкива. Для каждого поворота шкива определяют l и f (см. рис. 2.28).

Если радиальное и осевое биения не превышают 5 мм, то в дальнейших вычислениях биением можно пренебречь. При биениях шкивов, превышающих 5 мм, строят график биения в масштабе 10:1 (рис. 2.31) по координатам осей канатов, вычисляемым по формулам

$$x_k = x_A - l_k + (f_k - v) \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha_{AB}),$$

$$y_k = y_A - (f_k - v) - l_k \operatorname{tg}(\alpha_{AB} - 90^\circ).$$

7. Определение углов наклона коренного вала и вала отклоняющих шкивов. Углы наклона осей коренного вала δ и вала отклоняющих шкивов δ' определяют по разности высот шеек вала ΔH с учетом разности диаметров валов Δr (для наглядности δ заменено на δ_{II-I} , а δ' — на δ_{III-IV}):

$$\delta_{II-I} = \rho \frac{\Delta H_{I-II} + \Delta r_{I-II}}{l_{I-II}},$$

$$\delta_{III-IV} = \frac{\Delta H_{IV-III} + \Delta r_{IV-III}}{l_{III-IV}}.$$

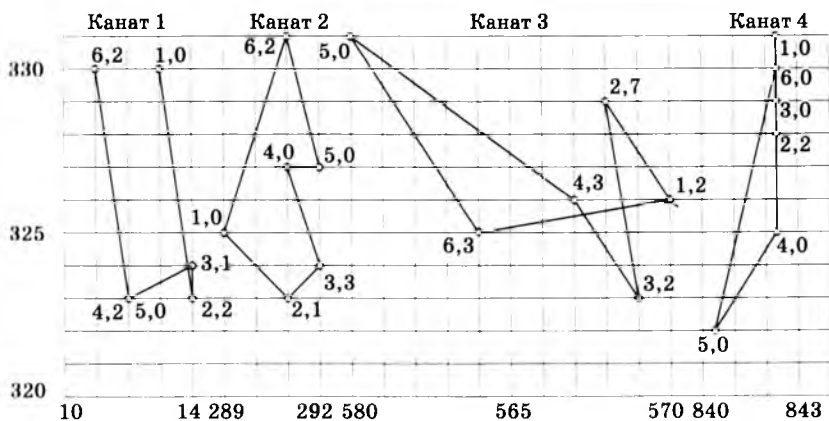


Рис. 2.31. График биения ручьев отклоняющих шкивов

8. Определение координат осей канатов на горизонте изменений. Координаты осей канатов при двух крайних положениях подъемных сосудов (верхнем и нижнем) используют для определения отклонения осей системы канатов от вертикали, углов девиации и угла перегиба. Для определения координат осей головных канатов на горизонте измерений производят ординатную съемку канатов с опорных пунктов *A*, *B* и *C*, *D*.

Результаты ординатной съемки обрабатывают в следующей последовательности. Сначала отсчеты по координатометру приводят к оси рейки и осям канатов, а затем вычисляют координаты (x_i, y_i) осей неотклоняемых и отклоняемых канатов (x_k, y_k) при нижнем положении подъемных сосудов, а также их координаты (x'_i, y'_i, x'_k, y'_k) при верхнем положении сосудов.

При значительном биении отклоняющих шкивов координаты осей канатов x_k и y_k определяют по графику биений, принимая то же положение шкива по маркировке, которое было при определении x'_k, y'_k .

9. Определение угловых отклонений. Сначала вычисляют угол перегиба:

$$\eta = \arctg \frac{-(x_i - x_k)}{h - 0,5},$$

где x_i, x_k — абсциссы осей соответственно неотклоненного и отклоненного каната при нижнем положении сосуда.

В ходе последующих проверок необходимость в определении угла перегиба может возникать при реконструкции подъема, например, при установке новых отклоняющих шкивов с другими параметрами.

Углы отклонения от вертикали осей систем канатов θ_y и θ_x ω_y и ω_x :

$$\theta_y = \frac{\sum y'_i - \sum y_i}{nh_1} \rho',$$

$$\theta_x = \frac{\sum x'_i - \sum x_i}{nh_1} \rho' + \frac{R_{в.ср} - R_{в.ш}}{h_3} \rho',$$

$$\omega_y = \frac{\sum y'_k - \sum y_k}{nh_2} \rho',$$

$$\omega_x = \frac{\sum x'_k - \sum x_k}{nh_2} \rho' + \frac{R_{о.ср} - R_{о.ш}}{h_4} \rho',$$

где y_i, y'_i и x_i, x'_i — ординаты и абсциссы осей неотклоненных канатов (5–8; см. рис. 2.28) при нижнем и верхнем положениях подъемного сосуда; n — число канатов в системе; $R_{в.ср}$ $R_{в.ш}$ — радиус ведущего шкива соответственно проектный (средний) и во время измерений; y_k, y'_k и x_k, x'_k — ординаты и абсциссы осей отклоненных канатов (1–4) при нижнем и верхнем положениях сосуда; $R_{о.ср}$ $R_{о.ш}$ — радиусы отклоняющих шкивов соответственно проектный (средний) и во время измерений.

Углы девиации головных каналов на ведущих шкивах при горизонтальном $\alpha_{г.i}$ и наклонном $\alpha_{н.i}$ положениях балансиров подвесных устройств вычисляют по формулам

$$\alpha_{г.i} = \theta_y + \delta_{II-I} + \lambda_{г.i},$$

$$\alpha_{н.i} = \theta_y + \delta_{II-I} - \lambda_{н.i},$$

где $\lambda_{г.i}$ $\lambda_{н.i}$ — поправки на приведение балансиров соответственно к горизонтальному и наклонному положениям.

Углы девиации головных канатов на отклоняющих шкивах при горизонтальном $\beta_{г.к}$ и наклонном $\beta_{н.к}$ положениях балансиров подвесных устройств вычисляют по формулам

$$\beta_{г.к} = \omega_y + \delta_{IV-III} + \lambda_{г.к},$$

$$\beta_{н.к} = \omega_y + \delta_{IV-III} + \lambda_{н.к},$$

где $\lambda_{г.к}$, $\lambda_{н.к}$ — поправки на приведение балансиров соответственно к горизонтальному и наклонному положениям.

Рассчитывают поправки на углы девиации неотклоненных канатов:

$$\lambda_{г.i} = \rho' \frac{S_{г.i} - S_i}{h_3},$$

$$\lambda_{н.i} = \rho' \frac{S_{н.i} - S_i}{h_3},$$

где $S_{г.i}$, $S_{н.i}$ — расстояния от оси системы до оси каната соответственно при горизонтальном и наклонном положениях балансиров ($S_{г.i}$ и $S_{н.i}$ имеют знак «+», если канат расположен относительно оси системы в сторону увеличения ординат, и знак «-» — в сторону уменьшения ординат), определяемые по схеме балансирующего устройства (рис. 2.32); $S_i = y_i - y_{ср}$ — расстояния от оси системы до оси каната в точке схода его со шкива.

Поправки на углы девиации отклоненных канатов:

$$\lambda_{г.к} = \rho' \frac{S_{г.к} - S_{к}}{h_4},$$

$$\lambda_{н.к} = \rho' \frac{S_{н.к} - S_{к}}{h_4},$$

где $S_{к} = y_{к} - y_{ср}$.

Определяют углы девиации промежуточных канатов на ведущих и отклоняющих шкивах:

$$\varphi_i = \rho' \frac{\Delta y''}{l} + \delta_{II-I},$$

$$\psi_{к} = \rho' \frac{\Delta y''}{l} + \delta_{IV-III} + \varepsilon \sin \eta,$$

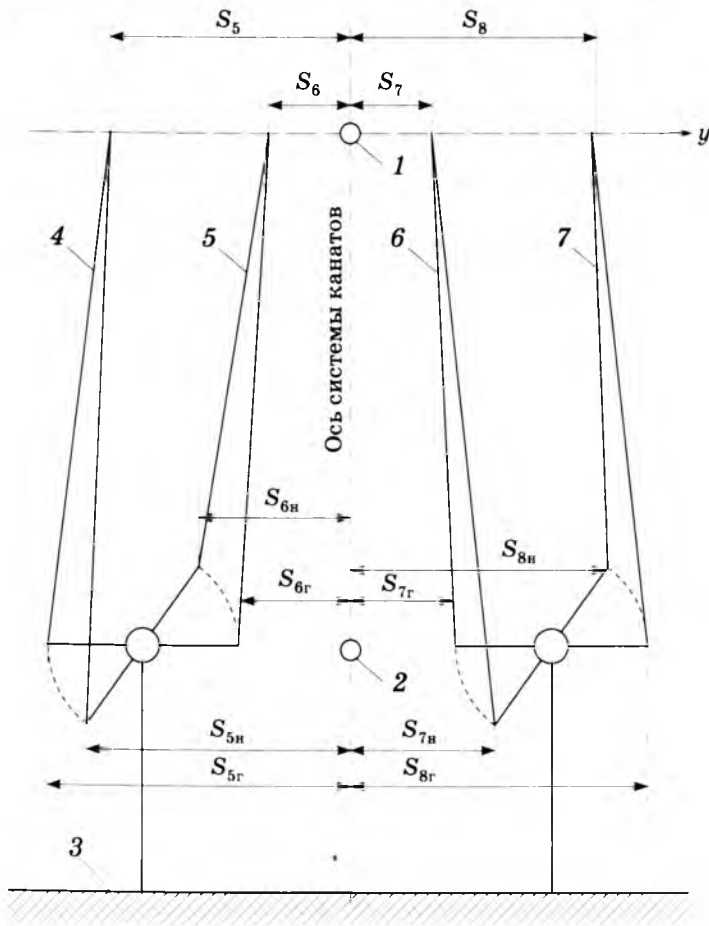


Рис. 2.32. Схема балансирующего подвесного устройства четырехканатной подъемной установки:

1 — средняя точка схода канатов с ведущих шкивов; 2 — средняя точка подвесного устройства; 3 — верх подъемного сосуда; 4–7 — номера канатов

где $\Delta y'' = y_k - y_i$ — разность ординат осей отклоненного и неотклоненного каната на горизонте измерений при нижнем положении подъемных сосудов ($\Delta y'' = y_1 - y_5, y_2 - y_6$ и т.д.); $l = \cos \eta [h - (R_{0.ш} - x_k)] \operatorname{tg} \eta$ — длина промежуточной струны каната.

Полученные в результате проверки угловые отклонения сравнивают с допустимыми (см. табл. 2.4).

Вертикальность шахтного копра контролируется определением смещения d точки пересечения осей ствола, вынесенных на подшивную площадку укосного копра или в машинный зал башенного копра при их сооружении, относительно центра ствола на уровне нулевой площадки. Линейную величину

$$d = \sqrt{d_1^2 + d_2^2} \quad (2.18)$$

вычисляют по значениям смещений d_1 и d_2 в направлениях, параллельных осям ствола.

Величины d_1 и d_2 определяют угловыми измерениями с пунктов, расположенных на осях ствола, или с помощью приборов вертикального проектирования и отвесов. Визирование в процессе измерения углов и проектирования точек может осуществляться на марки, специально установленные на копре в верхней и цокольной частях, или непосредственно на осевые метки наблюдательных горизонтов. При определении кренов башенных копров, имеющих круглое сечение, визирование рекомендуется выполнять по двум касательным к каждому выбранному горизонту, а среднее значение этих направлений принимать за направление на центр наблюдаемого сечения.

Относительный наклон копра с учетом формулы (2.18):

$$i = \frac{1}{h} d = \frac{1}{h} \sqrt{d_1^2 + d_2^2}, \quad (2.19)$$

где h — высота подшивной площадки укосного копра или машинного зала башенного копра относительно нулевого горизонта.

Крен башенного копра целесообразно определять нивелированием осадочных марок, заложенных в период строительства копра в его цокольной части. Марки закрепляют по углам или на концах взаимно перпендикулярных диаметров на одном уровне.

По разностям осадок марок находят наклоны i_1 и i_2 фундамента по направлениям осей ствола и вычисляют полный относительный наклон башенного копра:

$$i = \sqrt{i_1^2 + i_2^2}. \quad (2.20)$$

Если оси ствола, вынесенные на подшивную площадку укосного копра или в машинный зал башенного копра, при их сооружении потеряны, то проверка вертикальности копра производится следующим образом.

Сначала на подшивную площадку или в машинный зал заново выносятся и закрепляются оси ствола с соблюдением требований, изложенных ранее (т.е. оси ствола и подъема на подшивную площадку копра выносят теодолитом с осевых пунктов). Расстояние между осевыми рисками, определенными при двух установках теодолита, не должно превышать 15 мм. Допускается вынос осей ствола с помощью приборов вертикального проектирования или отвесов с использованием положения подкопровой рамы или основания станка копра, зафиксированного в документах при их возведении (монтаже). Во всех случаях вынос осей производится дважды. При этом расхождение между двумя выносками не должно превышать 15 мм.

Далее измерениями относительно основных несущих элементов подшивной площадки находят ее геометрические оси.

Затем определяют положение вынесенных и закрепленных осей ствола относительно геометрических осей подшивной площадки или относительно осей подъема, закрепленных в машинном зале башенного копра.

Полученные результаты сопоставляют с данными, зафиксированными в документах при установке укосного копра и закреплении в машинном зале башенного копра осей подъема и определяют значения Δd_1 и Δd_2 (изменения в положении подшивной площадки и машинного зала башенного копра в направлениях, параллельных осям ствола, относительно положения зафиксированного при его сооружении), а также линейную величину смещения:

$$d = \sqrt{(d_1 + \Delta d_1)^2 + (d_2 + \Delta d_2)^2}. \quad (2.21)$$

При определении значения d непосредственно после новой выноски осей ствола величины d_1 и d_2 в формуле (2.18) равны нулю. При последующих проверках вертикальности шахтных копров с использованием заново закрепленных осей ствола величины d_1 и d_2 — это смещения заново закрепленных осей ствола на подшкивной площадке или в машинном зале башенного копра относительно осей ствола на нулевом горизонте. Суммы $d + \Delta d_1$ и $d + \Delta d_2$ должны определяться с учетом знаков слагаемых.

Относительный наклон копра определяют по формуле (2.19) с учетом выражения (2.21):

$$i = \frac{1}{h} \sqrt{(d_1 + \Delta d_1)^2 + (d_2 + \Delta d_2)^2}.$$



МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Под *строительством шахтного ствола* или, в общем случае горной выработки понимают комплекс работ, выполнение которых обеспечивает его готовность к сдаче в эксплуатацию согласно техническому проекту. В этот комплекс входят подготовительные работы, строительство технологической части и монтаж в ней оборудования для проходческих работ, проведение горной выработки и заключительные работы.

Проведение горной выработки подразумевает выемку, прогрузку и транспортирование горной массы, возведение крепи, наращивание транспортных устройств и коммуникаций, обеспечение определенной скорости подвигания забоя.

Под *проходческим циклом* понимают совокупность процессов, при однократном выполнении которых забой выработки подвигается на величину одной заходки или на другое условно принятое расстояние.

При рассмотрении вопросов ведения маркшейдерских работ различия в терминах «проведение» и «проходка» являются условными. Поэтому эти термины в дальнейшем будем использовать как синонимы.

Способы проведения стволов — обычные и специальные — зависят от устойчивости горных пород и их обводненности. Обычные способы применяют при достаточно устойчивых породах, допускающих в течение определенного периода обнажение без применения крепи и специальных средств по борьбе с поступающей водой. В неустойчивых породах, не допускающих обнажения без предварительного применения специальных средств упрочения, или устойчивых, но требующих дополнительных средств для предотвращения поступления воды, применяют специальные способы.

3.1 Работы при проведении и креплении стволов. Профилировка стенок ствола

Технологическая схема проведения ствола обуславливает взаимосвязь во времени и пространстве выполнения *основных проходческих процессов* — выемки породы и возведения постоянной крепи — и армирования ствола (рис. 3.1). Каждая технологическая схема предусматривает определенный набор проходческого оборудования как в стволе, так и на поверхности.

При проведении шахтных стволов объем маркшейдерских работ, отдельные способы и приемы их выполнения существенно зависят от принятой технологической схемы. Однако основное назначение маркшейдерских работ — обеспечение проектного положения ствола и оборудование ствола — остается общим при всех технологических схемах.

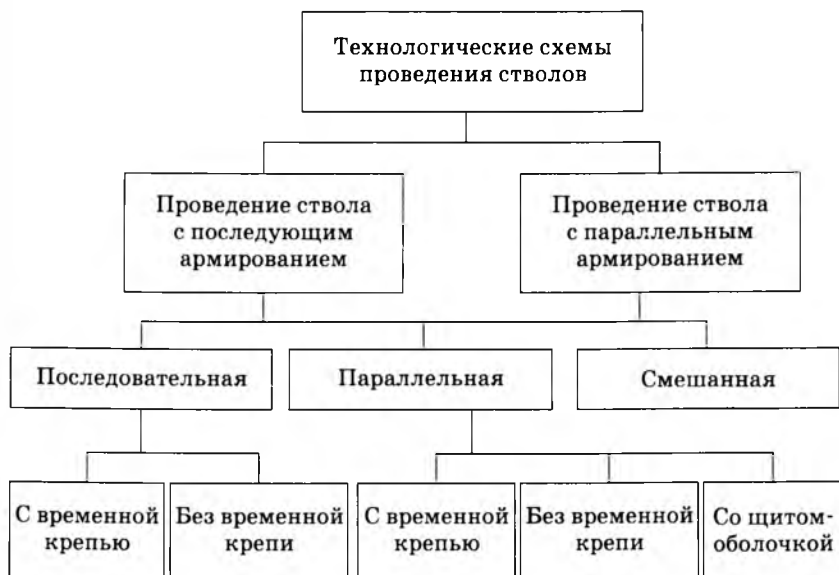


Рис. 3.1. Классификация технологических схем проведения стволов

Основные маркшейдерские работы при сооружении шахтных стволов — задание вертикальных направлений, контроль размеров сечения и вертикальности возведения крепи, монтаж армировки, исполнительная съемка ствола и технологического оборудования.

При проведении стволов с искусственным замораживанием пород (один из специальных способов) выполняют разбивку устьев замораживающих скважин, проверку геометрических элементов бурового оборудования и проверку вертикальности кондукторов скважин, съемку замораживающих скважин, составление погоризонтных планов ледопородного зграждения.

При проведении стволов способом бурения выполняют проверку соотношения геометрических элементов буровой установки определением осадок ее фундамента и крена буровой вышки, контроль вертикальности оси ствола и съемку его породных стенок.

Разбивку сечения ствола производят от центра и от осей ствола. Работы по проходке ствола начинают с выравнивания поверхности и установки рамы-шаблона (рис. 3.2), предназначенной для обозначения контура сечения ствола в натуре, контроля за ним в процессе проходки, а также для подвески первого кольца временной крепи.

Раму-шаблон изготавливают из деревянных или металлических балок с диагональными связями по углам. После проверки соответствия ее размеров проектным намечают на ней очки через 1–2 м по периметру проектного сечения ствола черне. Кроме этих контурных точек, на раму-шаблон наносят точки *a*, *b*, *в* и *г*, фиксирующие оси ствола. Центрирование и ориентирование рамы-шаблона выполняют относительно центра и осей ствола. С этой целью между осевыми точками натягивают вдоль оси ствола проволоки и укладывают раму-шаблон так, чтобы центр ее совпал с точкой пересечения проволок, фиксирующих центр ствола, а точки *a*, *b*, *в* и *г* — с отвесами, подвешенными на проволоках. Горизонтальность рамы-шаблона проверяют нивелированием ее угловых очек.

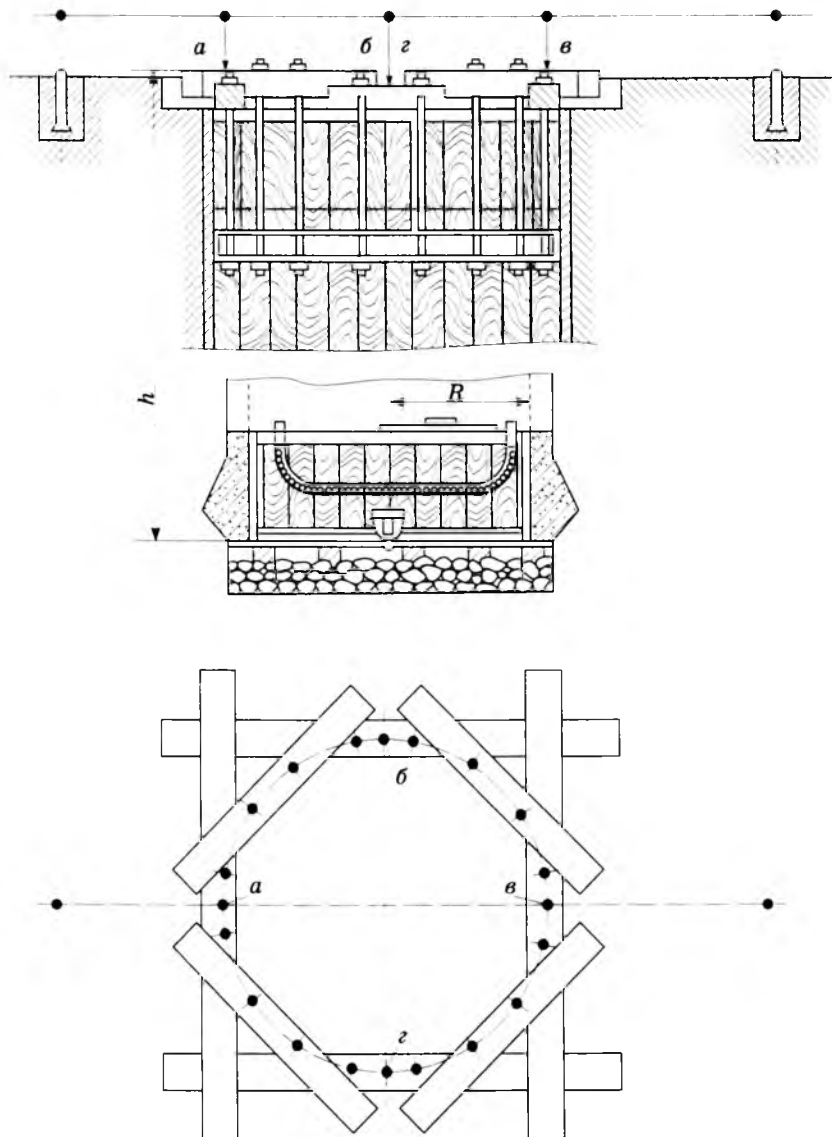


Рис. 3.2. Контроль за установкой рамы-шаблона и устройством опорного венца под устьем ствола

Для контроля за проходкой первого звена ствола (устья ствола) на раме-шаблоне в центре ствола закрепляют временный центральный отвес, с помощью которого проверяют вертикальность стенок ствола, соблюдение проектного сечения ствола и правильность установки временной и постоянной крепи.

После углубки ствола до заданного горизонта производится разделка кольцевого вруба для опорного венца. Маркшейдер проверяет горизонтальность вруба замерами рулеткой расстояний от рамы-шаблона до подошвы вруба h в нескольких точках сечения ствола. После укладки опорных брусьев и настила производится сборка опалубки. Положение кружальных ребер опалубки в плане проверяют замерами радиусов R от центрального отвеса до наружной поверхности опалубки, а горизонтальность кружальных ребер — замерами расстояний от рамы-шаблона или при помощи нивелира.

После возведения постоянной крепи на всю глубину устья ствола монтируют взамен рамы-шаблона основную проходческую раму (нулевую раму) и проходческое оборудование. Смещение осей рамы относительно проектного положения по высоте не должно превышать 15 мм, отклонение самой рамы от проектного положения по высоте — 50 мм; разность высот точек опоры разгрузочного станка не должна превышать 5 мм.

К установке проходческих лебедок предъявляют следующие требования:

□ отклонение оси рамы проходческой лебедки от оси подвеса не должно превышать 50 мм;

□ высоты углов рамы не должны отличаться друг от друга более чем на 15 мм и от проектной высоты — более чем на 0,3 м;

□ отклонение оси проходческой лебедки от разбивочной не должно быть более $10'$, превышение одного конца оси вала над другим не должно быть более 0,001 длины вала.

Правильность установки рамы лебедки проверяют до и после заливки ее бетоном. Установку стационарных и передвижных подъемных машин, используемых для проходки

ствола, выполняют с соблюдением тех же требований, что и при установке постоянных подъемных машин. Смещение в горизонтальной плоскости подшивной площадки проходческого копра от проектного положения не должно превышать величин, указанных в 2.2.1.

В стенах устья ствола закрепляют четыре осевые точки, фиксирующие положение осей ствола. С этой целью в стенах устья бетонируют металлические скобы и на них намечают насечками осевые точки. Положение осей переносят с помощью теодолитов, установленных на двух ближайших осевых пунктах поверхности. Конструкция скоб должна быть такой, чтобы на них можно было закреплять осевые (боковые) отвесы. Скобы закрепляют на одном горизонте и определяют их высотную отметку.

Контроль за проходкой осуществляется при помощи проходческих отвесов или лазерных указателей направлений с вертикальным лучом. Количество проходческих отвесов и расположение их в стволе зависит от формы сечения ствола и размещения проходческого оборудования. Во всех случаях следует использовать возможно меньшее число отвесов.

При круглом сечении ствола применяют центральный проходческий и два (реже четыре) осевых проходческих отвеса, при прямоугольном сечении — четыре угловых отвеса. Центральный отвес закрепляют в центре ствола на основной проходческой раме. В балке рамы просверливают отверстие, через которое пропускают тросик отвеса. Для закрепления боковых и угловых отвесов используют металлические скобы, блоки или специальные консоли. Перед использованием отвесов необходимо убедиться в отсутствии их качания к стенкам ствола или к проходческому оборудованию путем опускания «почты» — легкого груза — по проволоке отвеса и сличением расстояния между отвесами в устье ствола и в забое.

Проходческие отвесы должны находиться от постоянной крепи на расстоянии не менее 200 мм. Центральный отвес должен свободно проходить через полук, а боковые — между полками и стенкой крепи. По мере углубления ствола проволоки отвесов удлиняют.

Соблюдение проектного сечения ствола при проходке буровзрывным способом во многом зависит от разметки шпуров в забое, особенно оконтуривающих. Разметку шпуров выполняют с использованием специального шаблона от центра ствола, намеченного в забое при помощи центрального отвеса.

Центр ствола обозначают в натуре неглубоким шпуром 0,5–0,7 м (рис. 3.3). В этот шпур вставляют втулку 1 кругового шаблона, к которой прикреплен диск 2 с отверстиями, указывающими направления радиусов разметки врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров, соответствующие паспорту буровзрывных работ. Во втулку вставляют ось 3 телескопической штанги 4 с метками, обозначающими расстояние шпуров от центра ствола. В штанге имеется отверстие, через которое в отверстие диска вставляют фиксатор, закрепляя заданную ориентировку штанги. Разметка шпуров может быть выполнена и от боковых отвесов, опущенных с опорного венца последнего звена постоянной крепи или с конца временной крепи, предварительно проверенной маркшейдером. Разметка шпуров может быть выполнена также с помощью специального оптического прибора.

Положение передвижной опалубки, породных и закрепленных стенок ствола маркшейдер проверяет через 3–4 проходческих цикла, измеряя расстояния от центрального отвеса по восьми направлениям через 45° ; отсчеты берут с точностью до сантиметров.

Допустимые отклонения стенок крепи по радиусу от центра ствола для монолитной бетонной или железобетонной крепи — в пределах 50 мм, тубинговой — в пределах 30 мм. Допустимая величина уступов крепи на контактах смежных заходок монолитной бетонной или железобетонной крепи — до 40 мм. Отклонение от горизонтальной плоскости тубинговых колец допускается в пределах 20 мм.

Правильность возведения постоянной крепи контролируется маркшейдером при установке каждого опорного венца. Разбивка врубов для опорных венцов и проверка установки опалубки по высоте выполняются от контрольных реперов,

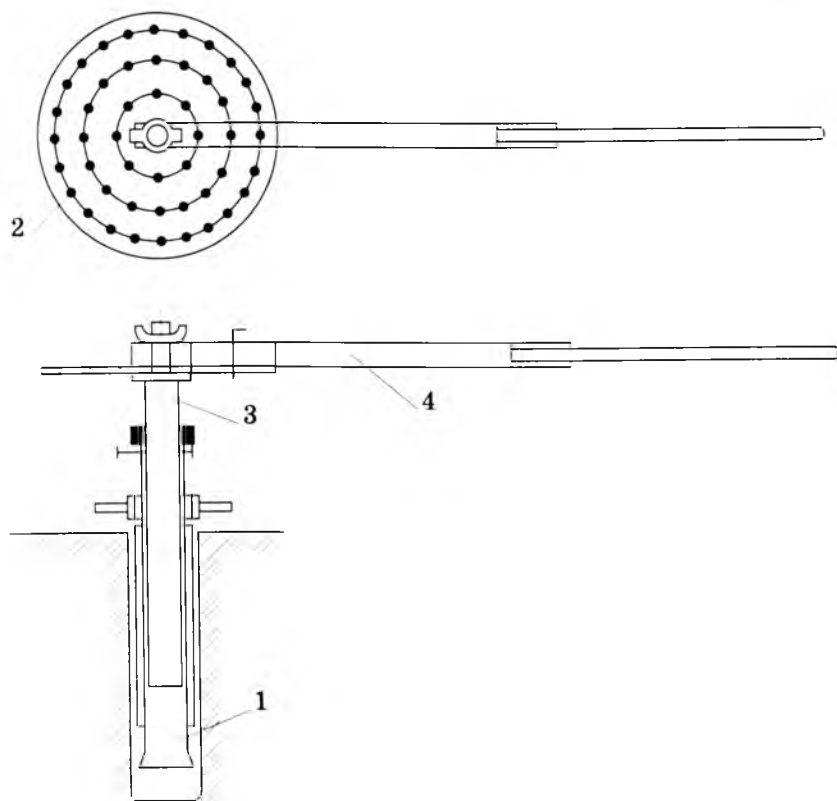


Рис. 3.3. Шаблон для разметки шпуров

закладываемых в стенках вышележащего венца. Забой, где укладывается опорный венец тубингов, тщательно выравнивается. На забой укладывается деревянный настил, а затем первое кольцо тубингов. После разделки вруба на первое кольцо устанавливают опорный венец тубингов.

Положение первого кольца и особенно опорного венца тубингов тщательно проверяют в плане и по высоте. Негоризонтальность установки тубингов опорного венца может вызвать значительное отклонение от вертикали укладываемых от него тубинговых последующих колец. Соблюдение про-

ектной высоты звена необходимо для того, чтобы замыкающее кольцо точно подошло к верхнему основному звену.

Для контроля за правильностью установки металлической тубинговой крепи (рис. 3.4) в горизонтальной плоскости применяют рейку-шаблон 1, с помощью которой определяют проектное расстояние от тубингового кольца 2 до центрального отвеса 3.

В процессе крепления ствола периодически замеряют фактическую толщину стенок постоянной крепи и отмечают места вывалов пород и способы их забутовки при креплении. Замеряют также трещины и другие проявления деформации крепи. При наличии деформации стенок ствола маркшейдер ведет специальные наблюдения за ними. Производит съемку трещин, определяет положение в горизонтальной и вертикальной плоскостях специально закладываемых реперов в стенках ствола.

При возведении деревянной срубовой крепи правильность установки опорного венца проверяют по угловым отвесам и измерениям диагоналей. Расстояния от отвеса до венцов крепи не должны отличаться от проектных более чем на 15 мм, а расстояния между углами венцов по диагонали — не более чем на 50 мм.

Измерения, выполняемые в стволе, фиксируют в журнале проходки. На титульном листе этого журнала указывают министерство, ведомство, строительные организации, наименование ствола, шахты и производственного объединения по добыче.

В журнале, преимущественно в виде таблиц, записывают основные данные о проходке ствола, взятые из проекта шахты (рудника), геологические заключения об условиях проходки, характеристику технологического оборудования, основные данные по водоподавлению и результаты химического анализа воды, характеристику крепи ствола, горизонтальные сечения ствола в различные периоды строительства шахты (во время проходки с размещением стволопроходческого оборудования, при проходке горизонтальных выработок и сдаче ствола в эксплуатацию).

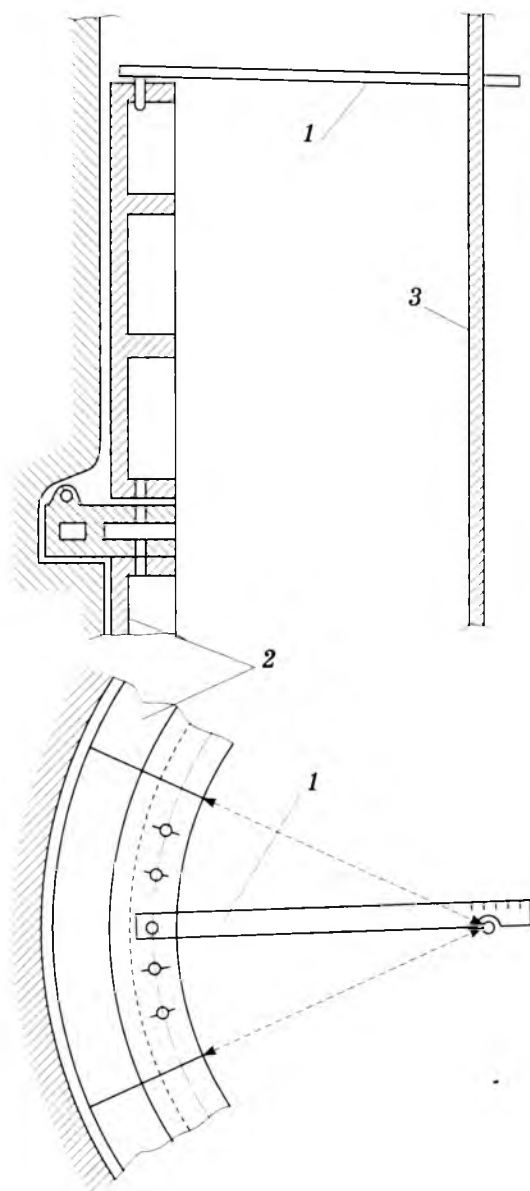


Рис. 3.4. Схема контроля за правильностью установки в горизонтальной плоскости металлической тубинговой крепи

Далее на четных страницах журнала приводят таблицы с данными по продольному сечению ствола, на нечетных помещают эскизы деталей проходки ствола с необходимыми примечаниями.

Первые графы таблиц заполняют по данным контрольной скважины (литологическая колонка, глубина заложения и мощность пород, символ пород и ожидаемый приток воды из них, коэффициент крепости и угол падения пород). В средней части таблиц в вертикальном масштабе 1:100 строят разрез по стволу, на котором показывают детали и материал крепи, проемы, оставленные в стенках ствола, места вывалов, водоулавливающие кольца, местоположение ствола контрольной скважины, а также пересекаемые стволом породы. В конце ставят дату проходки, возведения крепи и армировки ствола. В следующих графах указывают глубину контактов горных пород от земной поверхности и их мощность, название, характеристику и описание пересекаемых пород, приток воды и дату его установления.

К деталям проходки ствола, изображаемым на четных страницах, относятся горизонтальные сечения ствола в свету и в проходке не реже чем через 10 м по глубине с указанием расстояний от отвесов до крепи и толщины крепи, опорные башмаки, околоствольные камеры, водоулавливающие кольца, сопряжения с околоствольными выработками (в примечании к эскизу указывают номер проектного чертежа и наименование проектной организации), места и характер деформаций стенок ствола, расположение скважин для цементации, силикатизации, химизации и других способов водоподавления, структура соляных и других пересекаемых пластов, места выбросов соли, газа и пород, местоположение ствола контрольной скважины и место выхода ее за контур ствола.

Геологическую ситуацию разреза составляет геологическая служба, обслуживающая проходку ствола.

Журнал проходки ствола после проверки геологических и технических данных подписывает главный инженер проходческого управления, главный маркшейдер и главный геолог, обслуживающие строительство ствола. Они же подписы-

нают разрезы по стволу против отметки проходки ствола за отчетный период.

После завершения работ по проходке ствола для проверки соблюдения минимальных зазоров между крепью и наиболее выступающими частями подъемных сосудов, а также для выявления возможных искривлений стенок ствола производят *профилировку ствола* — производство съемки его стенок на различных горизонтах.

Работу по профилировке стенок ствола можно выполнять при помощи отвесов O_1 и O_2 (рис. 3.5), опускаемых с поверхности, а также с использованием специально предназначенной для этих целей автоматической аппаратуры. По результатам измерений вычисляют отклонения фактических расстояний от проектных и по этим данным составляют вертикальные профили стенок ствола (рис. 3.5).

Профилировку ствола, в котором из-за искривленности ствола отвесы невозможно опустить на всю глубину, производят по участкам. При этом положение отвесов последующего участка определяют относительно отвесов предыдущего. Для этого на стыке участков замеряют расстояния между отвесами смежных участков и составляют детальную схему расположения отвесов с указанием расстояний между ними.

Профили стенок ствола разрешается составлять по измерениям, выполненным маркшейдером при оперативном контроле проходки; шаг измерений не должен превышать 8 м. Если измерений для построения профилей окажется недостаточно, профильную съемку стенок ствола выполняют после завершения проходки. Интервал между измерениями принимают равным шагу армировки или высоте опалубки. Расстояния от отвесов до стенок ствола измеряют с точностью до сантиметров.

Если концы расстрелов крепят на горизонтальных ребрах жесткости тубингов, то количество и расположение отвесов должно обеспечивать возможность определения положения элементов тубинга в местах закрепления концов расстрелов.

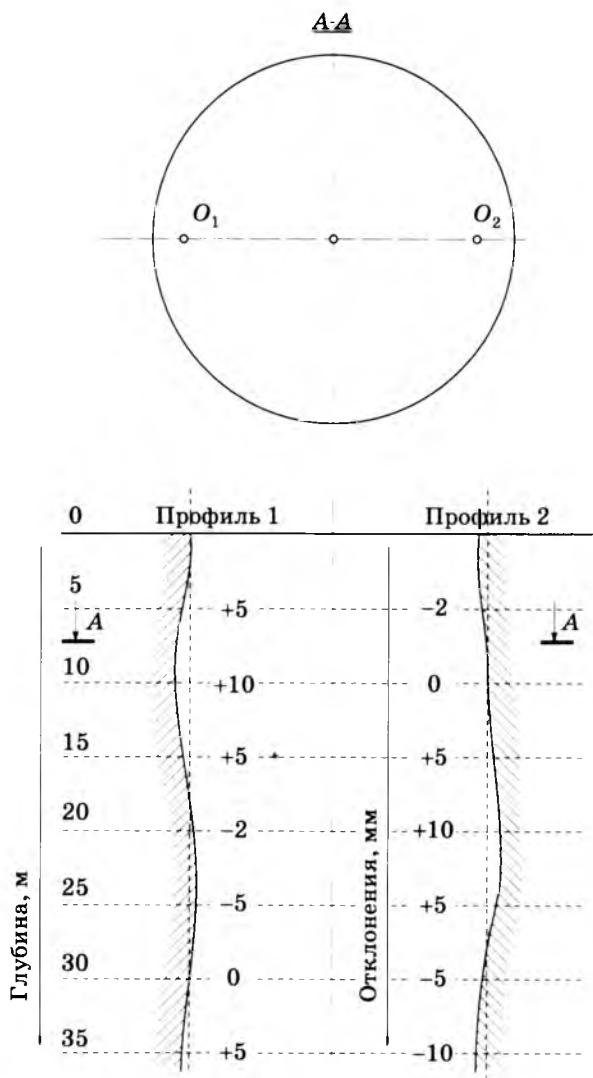


Рис. 3.5. Схема вертикального профиля стенок ствола

3.2. Работы при армировании ствола

Под *армированием ствола* понимают работы по установке в стволе несущих элементов — расстрелов и прикрепляемых к ним проводников, направляющих движение подъемных сосудов, устройство лестничного отделения, монтаж рудничного станка, трубопроводов и несущих конструкций (балок под опорные стулья, кронштейнов для кабелей и т.п.).

Основными элементами армировки являются проводники и расстрелы.

Расстрелы в зависимости от их расположения в стволе подразделяются на главные и вспомогательные (рис. 3.6). Главные расстрелы заделываются в крепь ствола обоими концами, вспомогательные — крепятся или между главными

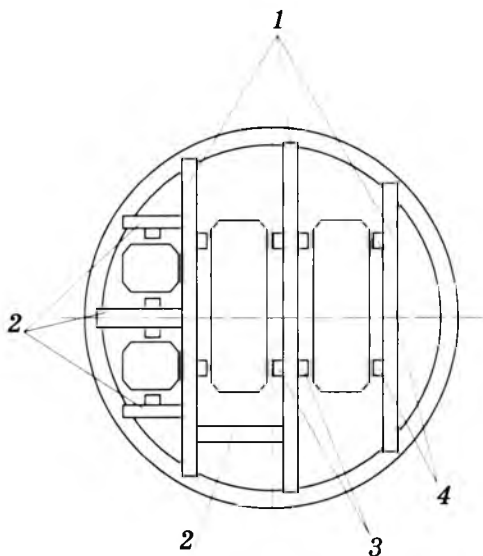


Рис. 3.6. Общая схема размещения расстрелов и проводников:

- 1 — главные расстрелы; 2 — вспомогательные расстрелы; 3 — боковые двусторонние проводники;
- 4 — боковые односторонние проводники

МР расстрелами (такие расстрелы еще называют ложными), ИЛ одним концом заделываются в крепь, а другим крепятся К главному расстрелу.

Главный расстрел, расположенный в центре или около центрального ствола, называется *центральным расстрелом*. Совокупность главных и вспомогательных расстрелов, расположенных в одной горизонтальной плоскости, называют *ярусом расстрелов*, а вертикальное расстояние между соседними ярусами расстрелов — *шагом армировки*. В зависимости от расположения подъемного сосуда (клеть или скип) проводники бывают лобовые и боковые, одно- и двусторонние. Лобовые проводники располагают с торца подъемного сосуда, боковые — на длинной его стороне. Односторонние — два проводника на одной стороне подъемного сосуда, двусторонние — проводники двух сосудов, прикрепленные к одному расстрелу.

Применяют два типа армировки — жесткую и гибкую (кастную). *Жесткая армировка* состоит из металлических (или деревянных) проводников, которые закреплены на расстрелах. При *гибкой армировке* подъемные сосуды перемещают по канатным направляющим.

На рис. 3.7 показана типовая схема размещения маркшейдерских приборов и оборудования при армировании ствола.

3.2.1. Монтаж армировки

В проекте организации маркшейдерских работ при монтаже армировки должны быть указаны:

- методы вынесения в ствол и закрепление разбивочных осей;
- схема расположения армировочных отвесов;
- типы и размеры шаблонов;
- методы контрольных измерений и исполнительной съемки;
- технические средства измерений и вспомогательное оборудование маркшейдерских работ;

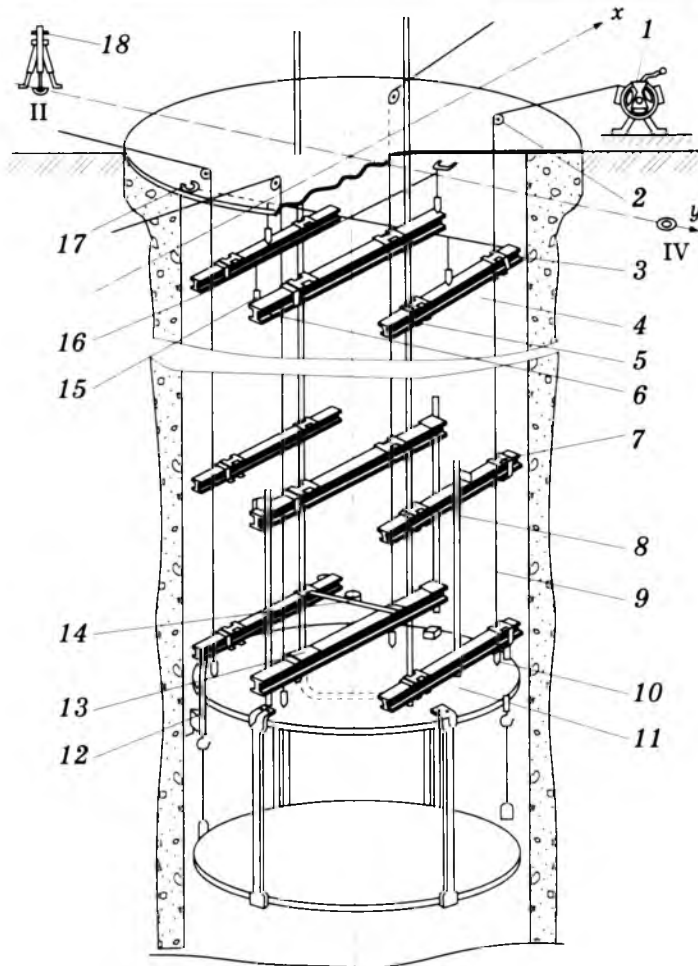


Рис. 3.7. Схема обеспечения армирования ствола относительно подвижных отвесов:

1 — лебедка; 2 — направляющий блок (ролик) отвеса; 3 — фиксатор; 4 — контрольный ярус; 5 — боковой расстрел; 6 — центральный расстрел; 7 — ограничитель колебаний; 8 — дистанционный шаблон; 9 — нить отвеса; 10 — груз отвеса; 11 — верхний этаж подвесного двухэтажного армировочного полка; 12 — шаблон для разбивки лунок; 13 — центрировочный шаблон; 14 — горизонтальный шаблон; 15 — нитяной (шнуровой) отвес; 16 — проволока, натянутая по разбивочной оси; 17 — осевая скоба; 18 — теодолит на осевом пункте

- нормы допустимых отклонений армировки;
- мероприятия, обеспечивающие безопасность маркшейдерских работ.

При выполнении работ, обеспечивающих монтаж армировки, маркшейдер руководствуется проектными чертежами поперечного сечения ствола, размещения монтажного оборудования, расположения проходческих лебедок, сопряжения ствола с околоствольными выработками каждого горизонта и т.п.

Для фиксирования в стволе разбивочных вертикальных осей могут быть применены свободные (подвижные) и закрепляемые армировочные отвесы, а также трос проекциометра. Свободные армировочные отвесы перемещаются вслед за монтажным полком, а закрепляемые опускают с поверхности на полную глубину ствола и после определения среднего положения покая закрепляют в зумпфовой части. Трос проекциометра приводят в вертикальное положение по показаниям датчика вертикали.

Число отвесов и их размещение в сечении ствола определяют в соответствии с расположением расстрелов в ярусе. Отвесы опускают вблизи узлов крепления проводников или около сочленения расстрелов. Главный расстрел устанавливают по двум отвесам, а расстрел, параллельный главному, — по одному отвесу и горизонтальному шаблону. Группу вспомогательных расстрелов, перпендикулярных к главному, устанавливают с помощью горизонтальных шаблонов по отвесу у среднего расстрела. Установку расстрелов, расстояние между которыми превышает 3 м, производят по двум отвесам для каждого, а монтажного конструктора — по трем отвесам.

Армировочные шаблоны подразделяют на группы:

- для разметки длины расстрелов и мест расположения лежек или монтажных отверстий и для контроля сборки яруса в целом;
- взаимной установки расстрелов по высоте (дистанционные шаблоны);
- разбивки лунок под расстрелы;

- взаимной установки расстрелов в ярусе (горизонтальные шаблоны);

- установки расстрелов относительно отвесов.

Размеры рабочей части шаблонов не должны отличаться от проектных более чем на 1 мм.

В комплект армировочных шахтных отвесов входят лебедки, тросы (проволоки), грузы, направляющие блоки и центрировочные пластины, устройства для решения задачи проектирования, ограничители колебаний.

В зависимости от глубины ствола и срока его строительства для свободных шахтных отвесов применяют тросы диаметром от 2 до 8 мм из проволоки высшей марки В с покрытием, рассчитанным на средние или жесткие условия работы. Для закрепления вертикальных осей в стволе могут использоваться тросы диаметром до 20 мм.

Грузы применяют монолитные, разъемные, состоящие из двух частей, и составные. Масса груза отвеса выбирается с учетом диаметра троса (проволоки) таким образом, чтобы запас прочности на разрыв был не менее пятикратного. Могут применяться также грузы с подъемным устройством, позволяющим регулировать длину троса. Грузы массой более 50 кг присоединяют к тросу или проволоке с помощью плашковых и клиновых зажимов.

Основные маркшейдерские работы, выполняемые при армировании ствола:

- контрольная профилировка стенок ствола;

- контрольные измерения при установке расстрелов первого (контрольного) яруса;

- выбор места подвески отвесов, их спуск и закрепление;

- составление эскизов шаблонов и контроль за их изготовлением;

- контрольные измерения при установке расстрелов последующих ярусов и проводников;

- профилировка расстрелов и проводников.

Контрольная профилировка стенок ствола выполняется перед началом армирования с целью проверки соблюдения зазоров и выявления возможных искривлений стенок ствола.

При наличии дефектов в креплении или искривлении стенок ствола принимаются меры к их ликвидации или к внесению некоторых изменений в принятую схему армирования (если искривления значительные). В случае необходимости строят план совмещенных поперечных сечений ствола разных горизонтов, пользуясь которыми, уточняют положение элементов армировки.

Перед началом работ по армированию ствола производится выборочный контроль элементов армировки на монтажной площадке. Проверяют размеры расстрелов, положение и размеры лежек и точек, отмеченных на расстрелах и используемых при их установке, а также размеры проводников, диаметр и соосность углублений в торцах проводников.

Лежки представляют собой углубления (вырезы) на боковых гранях расстрелов, используемые при навеске проводников. Лежки могут быть и накладными — две планки, изготовленные из листовой стали, привариваются к верхней и нижней граням расстрелов. Планки имеют углубления (вырезы) для прикрепления проводников.

Контрольный ярус расстрелов обычно располагают несколько ниже нулевой площадки. Установку расстрелов контрольного яруса начинают с разделки лунок, которые размечают относительно осевых отвесов (рис. 3.8).

Расстояния от отвесов до расстрела и боковой грани проводника не должны превышать 200 мм. Положение отвесов относительно осей ствола и расстояния между отвесами указывают на чертеже сечения. Составляют также чертежи рабочих шаблонов, необходимых для монтажа армировки.

После закрепления армировочных отвесов на расстрелах контрольного яруса определяют фактическое положение точек схода отвесов и расстояния между ними. Отклонения в положении отвесов не должны превышать 2 мм по направлениям осей ствола, а отклонения расстояний между отвесами — 3 мм.

При армировании ствола по восходящей схеме (т.е. снизу вверх) второй контрольный ярус устанавливают в зумпфовой

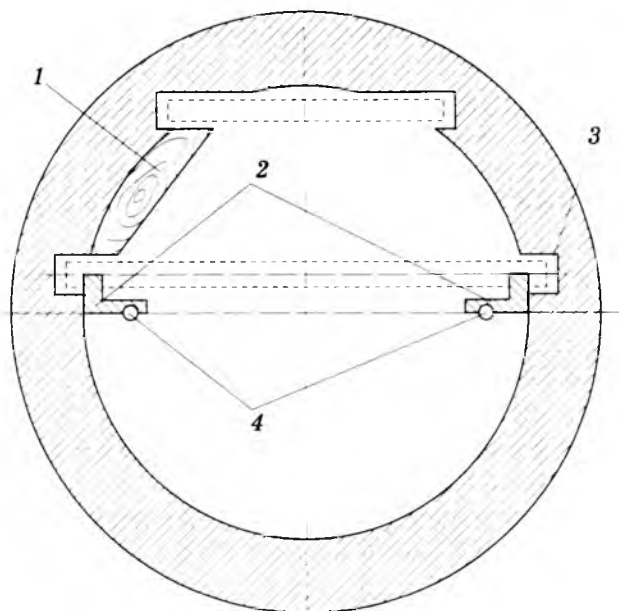


Рис. 3.8. Схема разметки лунок для расстрелов контрольного яруса:

1, 2 — шаблоны; 3 — лунки; 4 — осевые отвесы

части ствола относительно закрепленных отвесов или троса проекциометра, опущенных с верхнего яруса.

Нижнюю часть отвесов пропускают через кронштейны, установленные на закрепленных балках. Расстояния между отвесами, измеренные после корректировки их положения перед окончательным закреплением, не должны отличаться от соответствующих расстояний на поверхности более чем на 5 мм.

При армировании ствола по нисходящей схеме (т.е. сверху вниз) отвесы опускают вслед за монтажным полком. Ограничители колебаний устанавливают после определения положения покая отвесов и измерения расстояний между ними, которые не должны отличаться от соответствующих расстояний между отвесами на контрольном ярусе более чем на 5 мм.

Интервал между горизонтами установки ограничителей колебаний принимают от 30 до 100 м.

Маркшейдерский контроль армирования выполняют не реже чем через три-четыре яруса расстрелов. Контроль включает проверку расстояний между смежными ярусами расстрелов, проверку положения расстрелов и проводников относительно армированных отвесов и горизонтальности осей расстрелов.

Контроль установки расстрелов последующих ярусов в плане производят от армировочных отвесов с помощью соответствующих шаблонов (рис. 3.9).

Горизонтальность установки расстрелов проверяют с помощью накладного уровня или нивелира. Расстояния по высоте между одноименными расстрелами соседних ярусов контролируют шаблонами (рис. 3.10).

Расстояния от отвесов до расстрелов (проводников) на горизонте установки и на контрольном ярусе не должны отли-

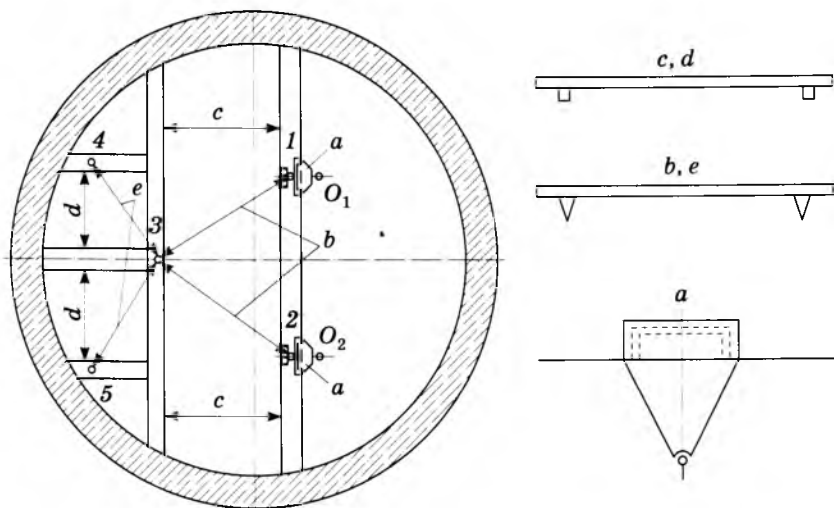


Рис. 3.9. Схема контроля установки расстрелов относительно армировочных отвесов с помощью шаблонов (1-5, O_1 , O_2 — армировочные отвесы; a — шаблон; b , c , d , e — расстояния, измеряемые по шаблонам)

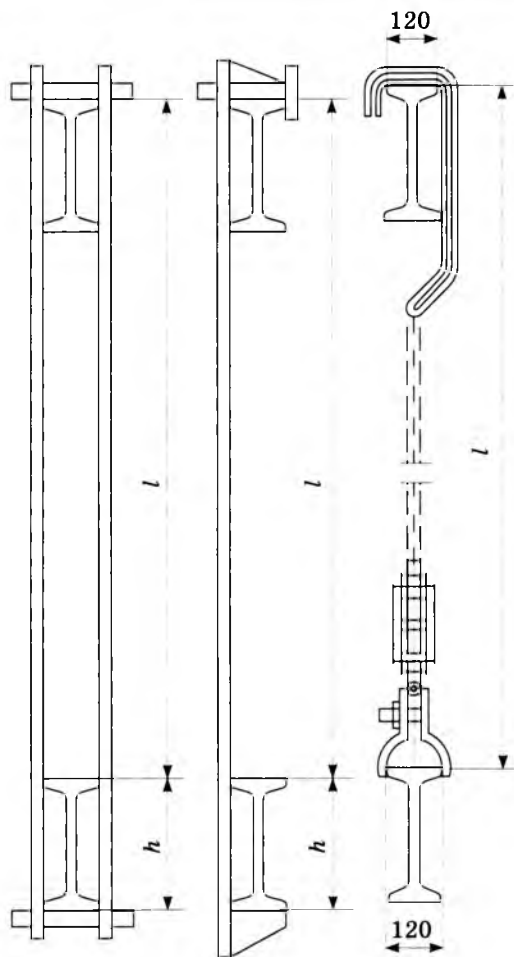


Рис. 3.10. Шаблоны для контроля вертикальных расстояний между соседними ярусами расстрелов (l , h — расстояния, измеряемые по шаблонам)

чаться более чем на 5 мм при металлической армировке и на 10 мм при деревянной.

Отклонение расстояний между ярусами расстрелов от проектного не должно превышать при навеске металлических

проводников 15 мм, деревянных — 50 мм. Разность высот в местах заделки расстрела в крепь не должна быть больше 0,005 его длины.

После установки расстрелов на всем протяжении ствола шахты приступают к *навеске проводников*. При металлической армировке, когда на расстрелах заранее устроены специальные углубления (лежки), проводники навешивают без участия маркшейдера. При деревянной и смешанной армировке навеску проводников контролируют с помощью отвесов и соответствующих шаблонов.

После завершения монтажных работ и навески постоянных или временных подъемных сосудов производят профильную съемку расстрелов и проводников.

Профильной съемкой определяют отклонения от вертикали пролетов проводников между смежными ярусами расстрелов и ширину колеи проводников.

Профильную съемку проводников выполняют измерениями относительно вертикально закрепленных проволок (канатов) с использованием автоматической аппаратуры или другими способами.

Погрешность определения отклонения от вертикали пролета проводника не должна превышать 5 мм, а ширины колеи проводников — 3 мм.

При использовании для профильной съемки вертикально закрепленных проволок положение нижних точек их фиксации определяют с помощью отвесов или проекциометра. На время определения положения покая отвеса грузы изолируют от воздействия горизонтальных потоков воздуха. Расстояния между закрепленными проволоками, измеренные на поверхности и в шахте, не должны отличаться более чем на 5 мм. Расстояния от проволоки до рабочих граней проводника и ширину колеи проводников измеряют на каждом ярусе расстрелов с точностью до миллиметров.

При профилировке измеряют с помощью шаблона расстояния (рис. 3.11): a — от отвеса до боковой грани проводника, b — от отвеса до расстрела, c — от отвеса до лицевой

границы проводника, d — между лицевыми гранями двух проводников данного подъемного сосуда. В качестве проводников используются рельсы (как показано на рисунке) или деревянные брусья, при этом измерения проводятся аналогично.

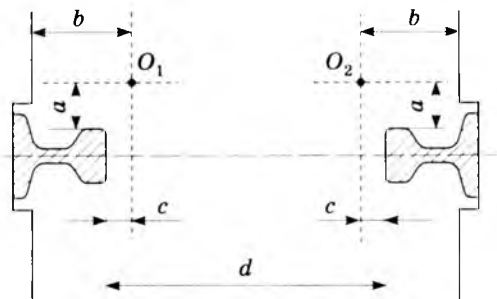


Рис. 3.11. Измерения при профилировке проводников и расстрелов от отвесов

В стволах глубиной более 400 м вертикально закрепленные проволоки фиксируют в ограничителях колебаний приблизительно через каждые 200 м.

Для автоматической профильной съемки проводников используется также измерительная станция СИ4, размещенная в автоподъемнике. При спуске и подъеме аппаратуры одновременно выполняется съемка двух проводников. Аппаратура позволяет производить съемку 1700 м проводника в прямом и обратном направлениях. Продолжительность полного цикла работ в одном отделении ствола глубиной 500–1000 м составляет 0,3–0,7 ч.

По результатам съемки с использованием СИ4 средняя квадратическая погрешность определения ширины колеи составляет $\pm 0,5$ мм, а отклонений пролетов проводников от вертикали — ± 2 мм.

Положение стенок шахтного ствола определяют по результатам профильной съемки жестких проводников и измерений зазоров безопасности, а также по результатам профильной съемки стенок ствола.

3.2.2. Канатная армировка

Рассмотрим маркшейдерские работы при канатной армировке. На примере одноканатной подъемной установки с канатными проводниками (рис. 3.12) обсудим особенности оборудования канатной армировки.

Канатные проводники 2 с помощью прицепных устройств 1 подвешены на усиленном поясе копра под подшивной площадкой. В зумпфе расположена натяжная рама 4, которая имеет направляющие втулки 6 для фиксации канатов. Натяжение канатов создается концевыми грузами 5. Подъемный сосуд движется по четырем канатным проводникам с помощью направляющих устройств 9, которые устанавливаются на подъемных сосудах по два вверху и внизу на каждом проводнике. Проводники состоят из разъемного стального корпуса и смежных вкладышей, в качестве которых обычно используют разрезные чугунные или пресс-массовые цилиндрические втулки. Кроме того, на подъемных сосудах устанавливают направляющие башмаки для движения в жестких вспомогательных проводниках 7 и 8, расположенных у рабочих горизонтов для фиксации сосуда во время погрузочно-разгрузочных операций. Если расстояние между подъемными сосудами небольшое, то для предотвращения их столкновения в промежутке между ними подвешивают отбойные канаты 3.

Основные геометрические элементы и параметры канатной армировки одного подъемного отделения показаны на рис. 3.13.

Горизонт подвеса I''–II'' канатных проводников представляет собой горизонтальную плоскость, в которой лежат опорные поверхности прицепных устройств или домкратов. Горизонт фиксации I'''–II''' — это плоскость, где расположены центры направляющих втулок натяжной рамы. Точками подвеса и фиксации проводникового каната называются точки пересечения оси каната с горизонтами подвеса и фиксации.

Если натяжной груз канатного проводника расположен на копре, то точкой подвеса является точка схода каната с направляющего шкива. Ось симметрии проводниковых кана-

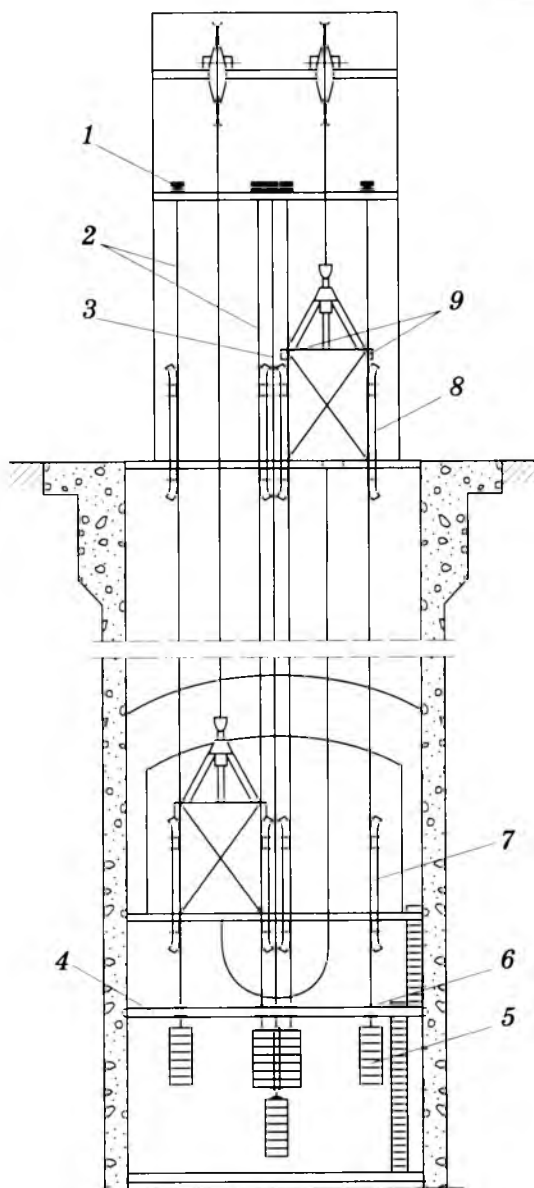


Рис. 3.12. Схема канатной армировки вертикального ствола
одноканатной подъемной установки

тов — прямая линия, соединяющая центры расположения точек подвеса и фиксации канатов подъемного отделения.

К геометрическим параметрам канатной армировки относятся (см. рис. 3.13): ширина колеи направляющих устройств подъемного сосуда $S'_в$ и $S'_н$, ширина колеи S'' , S''' и длина канатных проводников L , расстояния между осями вспомогательных проводников и осями проводниковых канатов.

Ширина колеи направляющих устройств $S'_в$ и $S'_н$ — расстояние между осями двух направляющих устройств подъемного сосуда. Ширина колеи канатных проводников S'' и S''' — расстояния между осями двух проводниковых канатов. Длиной канатного проводника L называется расстояние между точками подвеса и фиксации проводника.

При монтаже канатной армировки выносят разбивочные оси на монтажные горизонты, проверяют правильность положения канатных и вспомогательных проводников, а также направляющих устройств подъемных сосудов.

Для установки прицепных устройств на перекрытии копра (горизонт подвеса) и монтажа натяжной рамы в зумпфе (горизонт фиксации) на каждый горизонт выносят монтажные оси.

Расхождение в положении осевых рисков из двух определений не должно превышать 20 мм на горизонте подвеса и 50 мм на горизонте фиксации.

После навески канатных проводников проверяют правильность их положения на горизонтах подвеса и фиксации. Расстояния между осями канатов и разбивочными осями не должны отличаться от проектных более чем на 7 мм. Затем составляют схему закрепления канатных проводников на перекрытии копра и на натяжной раме.

По окончании монтажа, а также при эксплуатации подъемного оборудования канатной армировки определяют ширину колеи направляющих устройств подъемных сосудов и колеи канатных проводников на горизонтах подвеса и фиксации, положения точек подвеса канатов относительно осей многоканатной подъемной машины или осей подшкивной площадки одноканатного подъема и положения вспомогательных проводников и отбойных канатов относительно про-

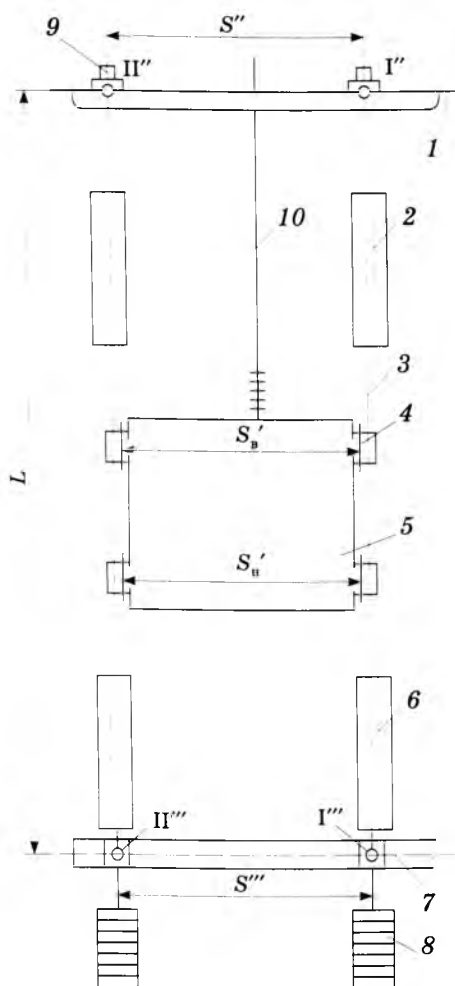


Рис. 3.13. Геометрическая схема канатной армировки
подъемного отделения:

1 — горизонт подвеса канатных проводников (перекрытие копра); 2, 6 — оси верхнего и нижнего вспомогательных проводников; 3 — канатный проводник; 4 — ось направляющего устройства; 5 — подъемный сосуд; 7 — горизонт фиксации канатных проводников (плоскость симметрии натяжной рамы); 8 — натяжной груз; 9 — ось прицепного устройства; 10 — подъемный канат; I'', II'' и I''', II''' — соответственно точки подвеса и фиксации канатных проводников

водниковых, а также отклонение от вертикали осей систем проводниковых канатов.

Допустимые отклонения определяемых параметров от проектных:

□ расстояний между осями многоканатной машины (или осями подшкивной площадки одноканатного подъема) и точками подвеса канатных проводников — 30 мм;

□ ширины колеи канатных проводников и направляющих устройств подъемного сосуда — 10 мм;

□ расстояний между осью вспомогательного проводника и осями ближайших проводниковых канатов в параллельной и перпендикулярной к расстрелам плоскостях — 20 мм;

□ расстояний между осями отбойных и проводниковых канатов — 20 мм;

□ от вертикали оси системы канатных проводников — 0,0001 длины проводника.

Ниже представлена методика проверки соотношения геометрических элементов канатной армировки.

Маркшейдерской проверкой канатной армировки определяют отклонения: ширины канатных проводников на горизонтах подвеса и фиксации, ширины колеи верхних и нижних направляющих устройств подъемных сосудов, точек подвеса канатных проводников от проектного положения, отклонение от вертикали осей систем канатных проводников подъемных отделений, расстояний между осями вспомогательных и канатных проводников от проектных.

Для проверки проектных значений ширины колеи S' измеряют ширину колеи направляющих устройств нижнего $S'_н$ и верхнего $S'_в$ поясов сосуда на нулевой площадке и с крыши сосуда, а также ширину колеи канатных проводников на перекрытии копра S'' и натяжной раме S''' . Измерения выполняют рулеткой или реечным координатометром. Съемкой прицепных устройств на перекрытии копра находят координаты точек подвеса канатных проводников в условной системе координат, за ось ординат принимают ось главного вала многоканатной подъемной установки, а за ось абсцисс — ось

подъема (рис. 3.14). В случае одноканатного подъема за оси условной системы принимают оси подшкивной площадки.

Для определения положения точек фиксации канатных проводников на натяжную раму передают координаты двумя шахтными отвесами либо канатным проекциометром по двум канатным проводникам. Съемку канатных проводников на

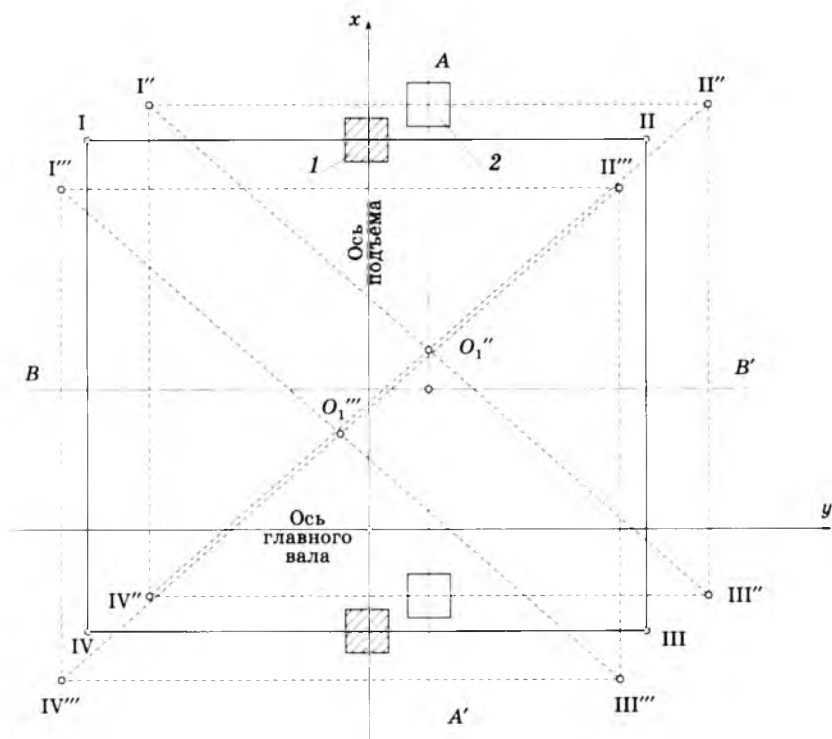


Рис. 3.14. Положение элементов канатной армировки подъемного отделения относительно осей многоканатной подъемной машины:

1, 2 — проектное и фактическое положения вспомогательного проводника; I, II, III, IV — проектные точки закрепления канатных проводников подъемного отделения; AA', BB' — проектные горизонтальные оси подъемного отделения; I'', II'', III'', IV'' и I''', II''', III''', IV'''' — точки подвеса и точки фиксации канатных проводников; O₁'' и O₁''' — центры расположения точек подвеса и точек фиксации

натяжной раме выполняют линейными засечками (рис. 3.15) относительно шахтных отвесов или канатных проводников, используемых при измерениях проекциометром.

Профильную съемку вспомогательных проводников выполняют относительно отвесов аналогично съемке проводников жесткой армировки.

Отклонения ширины колеи верхних и нижних направляющих устройств и ширины колеи контактных проводников на горизонтах подвеса и фиксации, а также отклонения вспомогательных проводников от проектного положения находят из сравнения соответствующих величин, полученных по результатам проверки, с их проектными значениями. Отклонения точек подвеса канатных проводников от проектного положения вычисляют, используя полученные по результатам съемки их фактические координаты.

Относительное отклонение от вертикали оси системы канатных проводников подъемного отделения определяют по формуле

$$v = \frac{1}{nL} \sqrt{\left(\sum_1^n x_{\phi_i} - \sum_1^n x_{\pi_i} \right)^2 + \left(\sum_1^n y_{\phi_i} - \sum_1^n y_{\pi_i} \right)^2},$$

Где x_{π_i} , y_{π_i} , x_{ϕ_i} , y_{ϕ_i} — координаты точек соответственно подвеса и фиксации канатных проводников; n — число канатных проводников в подъемном отделении; L — длина канатного проводника.

3.2.3. Работы по контролю за состоянием профиля проводников и стенок шахтных стволов в процессе их эксплуатации

Для контроля за состоянием профилей проводников и стенок стволов и получения их контрольных профилей маркшейдерской службой рудника (рудоуправления, объединения) или специализированной сторонней организацией проводится периодическое профилирование стенок и проводников шахтных стволов (в том числе и по копровой части). Сроки

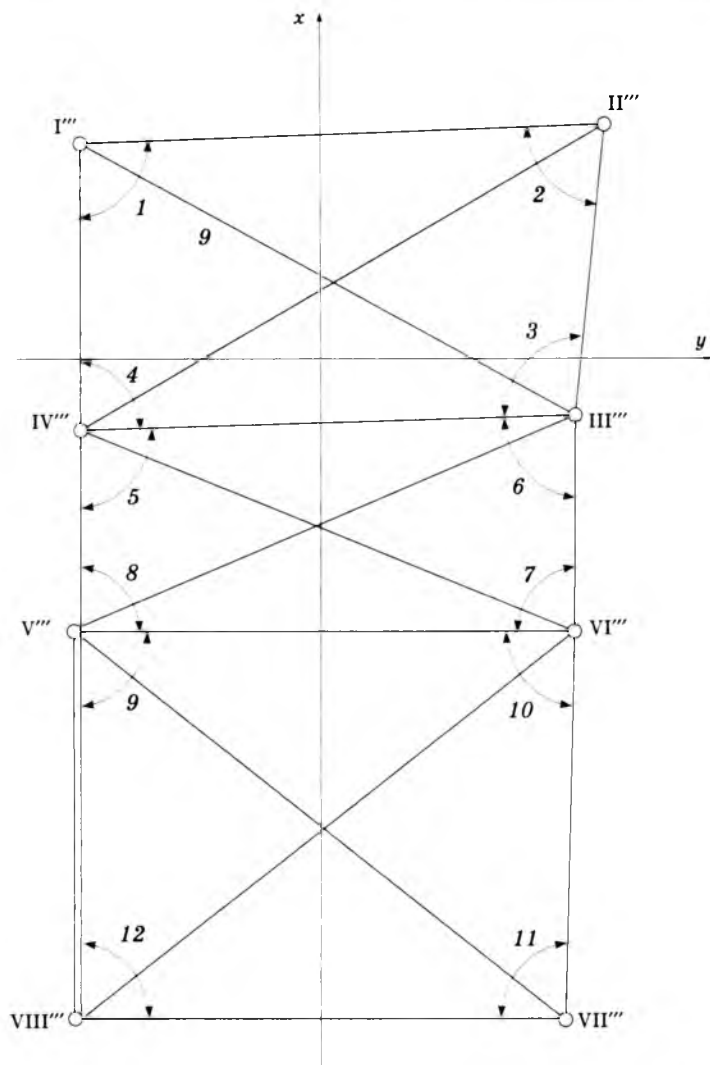


Рис. 3.15. Схема к определению координат точек фиксации канатных проводников линейными засечками:

I''''–VIII'''' — точки фиксации канатных проводников клетового подъема;
 V''''–VIII'''' — точки фиксации канатных проводников, используемых при измерениях проекциометром (исходные точки); 1–12 — углы, вычисляемые из треугольника по измеренным расстояниям между канатами

и методы профилирования устанавливаются главным инженером рудоуправления (рудника) для каждого ствола по согласованию с местными органами горного надзора.

Профильная съемка проводников выполняется автоматической аппаратурой или измерениями относительно вертикально закрепленных отвесов. Во время спуска отвесов, их закрепления в среднем положении покоя и выполнения измерительных работ вентиляция должна быть отключена, шлюзовые двери в околоствольном дворе и надшахтном здании закрыты для исключения естественной тяги.

Расхождения в расстояниях между отвесами на поверхности и в нижней части ствола (горизонта фиксации) не должны превышать 5 мм.

Профильной съемкой определяют:

- профиль стенки ствола в определенном месте относительно вертикальной линии, проходящей через ее среднее положение. Положение стенки фиксируется на профиле через каждые 5–10 м (через 2–3 яруса расстрелов) на основании измерений расстояний от проволоки отвеса или от жесткого проводника. Расстояния измеряются с точностью до сантиметров. Допускается вычерчивание профиля стенки на профиле проводников жесткой армировки;

- отклонения от вертикали пролетов проводников между смежными ярусами расстрелов в двух взаимно перпендикулярных направлениях;

- ширину колеи проводников на каждом ярусе;

- смещение одного проводника относительно другого (при двустороннем их расположении) на каждом ярусе в направлении, параллельном расстрелам.

Погрешность определения отклонения от вертикали пролета проводников между смежными ярусами не должна превышать 5 мм, а ширины колеи проводников — 3 мм.

Расстояние от проволоки отвеса до рабочих граней проводников и ширину колеи проводников измеряют на каждом ярусе расстрелов с точностью до миллиметров.

На контрольных профилях проводников жесткой армировки показывают места всех ярусов расстрелов с указанием

их номеров; профили проводников в двух взаимно перпендикулярных плоскостях (лобовой и боковой) относительно вертикальной линии, проходящей через среднее положение каждой нитки проводника; ширину колеи между проводниками на каждом ярусе; смещение одного проводника относительно другого (при двустороннем относительно подъемного сосуда расположении проводников) на горизонте каждого яруса в направлении, параллельном расстрелам.

Профили дополняют горизонтальным сечением профилируемой части ствола, на котором показывают оси ствола, контуры подъемных сосудов, элементы армировки с указанием условных номеров проводников.

На тех участках копровой и зумпфовой частей ствола, занимаемых подъемными сосудами в крайнем верхнем и в крайнем нижнем положениях, где невозможно провести необходимые измерения для определения профиля проводников, служба эксплуатации (подъема) измеряет ширину колеи и величины зазоров между наружной кромкой башмака подъемного сосуда и зажимным устройством для крепления проводников к расстрелам, а также между рабочими направляющими и предохранительными башмаками и рабочими поверхностями проводников.

Результаты профилирования, изображенные на вертикальных профилях, докладывают главному инженеру рудника, который обязан зафиксировать на них свои указания о необходимых мероприятиях по устранению выявленных отклонений от допустимых норм, приведенных в табл. 3.1.

Детальный регламент доведения результатов профилирования до службы подъема, установление срока устранения выявленных отклонений, а также контроль за исполнением намеченных мероприятий устанавливается приказом (распоряжением) вышестоящей организации.

После выполнения намеченных исправлений профиля проводников ствол должен быть детально осмотрен, проведены пробный спуск и подъем подъемного сосуда с занесением результатов осмотра в «Журнал записи результатов осмотра состояния стволов рудника». Маркшейдерская служба руд-

ника должна при этом замерить ширину колеи проводников на тех ярусах, где производилось исправление (изменение) профиля проводников, и сопоставить ее с прежней (до исправления) шириной.

При использовании автоматизированных станций профилирования шахтных стволов состав исполнительной документации и ее форма определяются инструкцией по применению станции, прошедшей соответствующее согласование.

Таблица 3.1

Допустимые отклонения проводников при эксплуатации

Вид отклонения	Тип проводника	Допустимое отклонение*, мм	Допустимый износ**, мм	Суммарное допустимое отклонение, мм
Отклонение от вертикали пролета проводников между смежными ярусами в двух взаимно перпендикулярных направлениях	Деревянные	20	15	35
	Металлические	10	5	15
Смещение одного проводника относительно другого (при двустороннем расположении проводников) на одном ярусе в направлении параллельном расстрелам	Деревянные	20	15	35
	Металлические	10	5	15
Отклонение ширины колеи проводников от проектной величины	Деревянные	10	2×15	от -10 до +40
	Металлические	8	2×5	от -8 до +18

*Согласно СНиП.

**Согласно Правилам безопасности.

Работы при проведении стволов способом замораживания горных пород

Способ искусственного замораживания применяют при проведении стволов в слабых, неустойчивых водоносных горных породах, а также в устойчивых, но сильно трещиноватых породах с большой водообильностью.

Сущность способа в том, что до начала проходческих работ по контуру ствола бурят скважины и оборудуют их замораживающими колоннами (рис. 3.16), через которые с помощью насосов прокачивают хладоноситель до достижения температур ниже $0\text{ }^{\circ}\text{C}$.

В результате постоянной циркуляции хладоносителя в замораживающих колонках вода, находящаяся в горных породах, замерзает и вокруг каждой колонки постепенно образуются ледопородные цилиндры, которые затем смыкаются в единое ледопородное ограждение. Замораживаемые породы резко изменяют свои первоначальные физико-механические свойства (прочность, сцепление и т.д.), что позволяет по достижении ледопородным ограждением проектных размеров приступить к горнопроходческим работам. Ледопородное ограждение в этом случае выполняет роль временной водонепроницаемой ограждающей крепи.

Ледопородное ограждение поддерживают в замороженном состоянии до тех пор, пока не будет закончено проведение ствола, после чего ледопородное ограждение ликвидируют.

Замораживающие скважины располагают вокруг ствола обычно по одной или двум концентрическим окружностям (рис. 3.17). Радиус окружности R_c , число скважин n и расстояния между ними l принимают в соответствии с проектом.

При проведении стволов с замораживанием горных пород маркшейдер помимо разбивки центра и осей ствола выполняет также разбивку устьев замораживающих скважин, проверку геометрических элементов бурового оборудования и вертикальности кондукторов скважин, съемку заморажи-

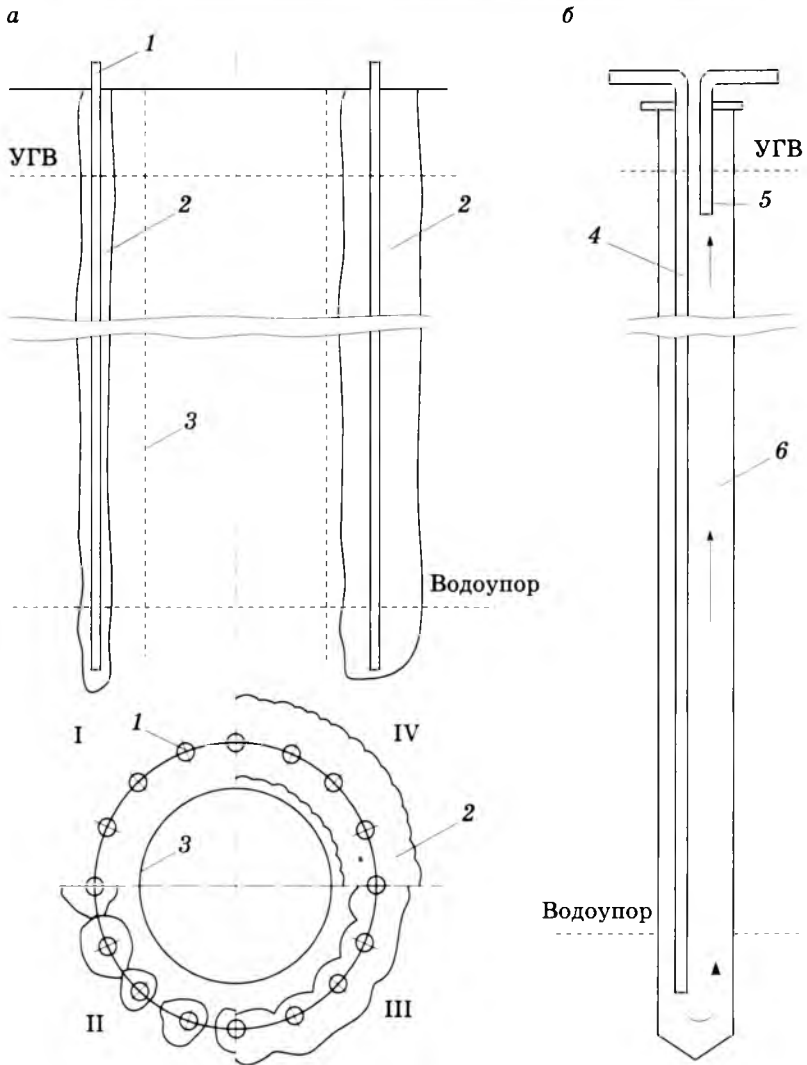


Рис. 3.16. Общая схема этапов I–IV развития ледопородного ограждения (а) и схема замораживающей колонки (б) при искусственном замораживании горных пород:

1 — замораживающая скважина; 2 — ледопородное ограждение; 3 — контур выработки; 4 — питающая труба; 5 — отводящая труба; 6 — замораживающая труба

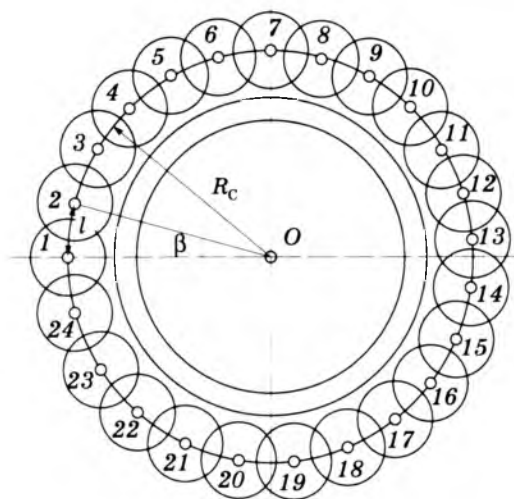


Рис. 3.17. Принципиальная схема
однорядного расположения замораживающих скважин:
1–24 — номера скважин

вающих скважин, составление погоризонтных планов ледопородного ограждения.

Разбивку центров замораживающих скважин выполняют от центра O и осей строящегося ствола. Погрешность определения положения устья каждой скважины не должна превышать 50 мм. Скважины обозначают на местности с указанием их номеров.

Перед монтажом буровой установки проверяют горизонтальность направляющих рельсов платформы буровой вышки нивелированием через 1 м; высоты не должны отличаться между собой более чем на 10 мм.

Разность высот угловых точек платформы буровой установки не должна превышать 5 мм, погрешность центрирования ротора над устьем скважины — 10 мм, разность высот осевых точек стола ротора — 2 мм, а отклонение осей ведущей трубы и кондуктора от вертикального положения — 0,001 от длины трубы.

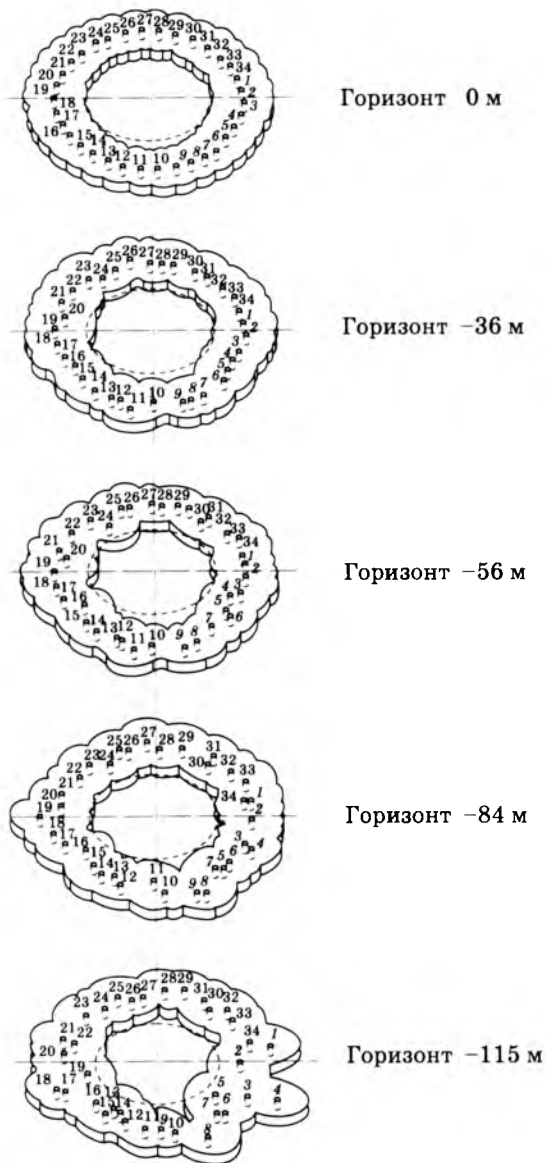


Рис. 3.18. Погоризонтные планы ледопородного ограждения

Съемку замораживающих скважин выполняют инклинометрами со средней квадратической погрешностью зенитных углов не более $3'$ и дирекционных углов — 5° . По горизонтальным проекциям осей замораживающих скважин составляют погоризонтные планы ледопородного ограждения (рис. 3.18).

В результате инклинометрических измерений по скважинам (замеры зенитных и азимутальных углов) определяют пространственные координаты забоя искривленных скважин:

$$\left. \begin{aligned} x_3 &= x_y + \sum l_i \sin \beta_i \cos \alpha_i, \\ y_3 &= y_y + \sum l_i \sin \beta_i \sin \alpha_i, \\ H_3 &= H_y + \sum l_i \cos \beta_i, \end{aligned} \right\} \quad (3.1)$$

где x_y, y_y, H_y — пространственные координаты устья скважины; l_i — длина интервала между точками измерения параметров искривления; β_i, α_i — зенитный и азимутальный (дирекционный) углы интервалов оси скважин.

Пример обработки инклинометрических замеров по замораживающим скважинам. Даны координаты и высота (в м) устья замораживающей скважины: $x_y = +1000,000, y_y = +1000,000, H_y = 400,000$. По скважине через каждые $l = 20$ м длины произведены замеры азимутального α и зенитного β углов (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Результаты замеров углов

Номер интервала замеров	1	2	3	4
Азимутальный угол, град	0	5	10	20
Зенитный угол, град	0	10	20	30

Построить план и профиль оси скважины, определить пространственные координаты забоя скважины и установить допустимость отклонения забойной зоны замораживания относительно вертикальной проекции устьевой зоны; радиус замораживания ($2,0 \pm 0,2$) м.

1. План оси скважины (рис. 3.19) строим путем последовательного откладывания горизонтальных проложений интервалов измерений $d_i = 20 \sin \beta_i$ под соответствующими дирекционными углами α_i .

2. Профиль оси скважины строим путем последовательного откладывания высот $h_i = 20 \cos \beta_i$ интервалов измерений l_i под соответствующими зенитными углами β_i .

3. Пространственные координаты забоя скважины определяем по формулам (3.1):

$$x_3 = 1000,000 + (20 \sin 0^\circ \cos 0^\circ + 20 \sin 10^\circ \cos 5^\circ + 20 \sin 20^\circ \cos 10^\circ + 20 \sin 30^\circ \cos 20^\circ) = 1019,593 \text{ м};$$

$$y_3 = 1000,000 + (20 \sin 0^\circ \sin 0^\circ + 20 \sin 10^\circ \sin 5^\circ + 20 \sin 20^\circ \sin 10^\circ + 20 \sin 30^\circ \sin 20^\circ) = 1004,911 \text{ м}.$$

Из сопоставительного анализа найденных координат x и y забоя и устья скважины следует, что $x_3 - x_y = 19,593$ м, $y_3 - y_y = 4,911$ м, т.е. расхождения в соответствующих координатах превышают $\pm 0,2$ м и, следовательно, являются недопустимыми.

Ледопородные цилиндры строят на погоризонтных планах (рис. 3.20), где предварительно должны быть нанесены следующие данные:

□ контуры сечения ствола в свету и вчерне (проходке), построенные радиусами R_1 и R_2 ;

□ внешний контур опорного башмака ствола, построенный радиусом R_3 ;

□ проектные контуры внутренней и внешней границ ледопородного ограждения, построенные радиусами R_4 и R_5 ;

□ устья замораживающих скважин, вынесенные радиусом R_6 с указанием их номеров, проекций продольных осей, а также высотных отметок точек, расположенных на осях этих скважин.

Кроме того, на погоризонтные планы наносят геологический разрез, приводят таблицу данных по скважинам и основные проектные параметры (толщина ледопородного ограждения, радиусы распространения холода от замораживающей скважины и др.).

Для построения ледопородных цилиндров средним радиусом распространения холода от скважин R_{cp} проводят концентрические окружности вокруг каждой скважины. Центры этих окружностей (O_1, O_2, O_3 и т.д.) смещают относительно скважин на величину ΔR_{cp} по направлению от центра скважины к центру ствола.

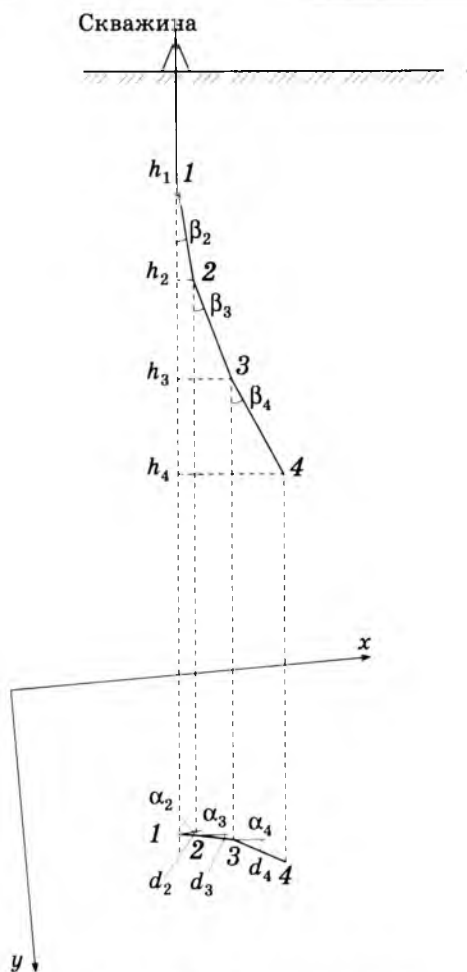


Рис. 3.19. План оси скважины

Величины $R_{\text{ср}}$ и $\Delta R_{\text{ср}}$ определяют из выражений

$$R_{\text{ср}} = \frac{r_{\text{в}} + r_{\text{н}}}{2}, \quad \Delta R_{\text{ср}} = \frac{r_{\text{в}} - r_{\text{н}}}{2},$$

где $r_{\text{в}}$, $r_{\text{н}}$ — радиусы распространения холода от замораживающих скважин в направлении соответственно к стволу и от ствола.

Границами ледопородного ограждения вокруг строящегося ствола на соответствующих глубинах (погоризонтных планах) являются огибающие кривые, соединяющие точки пересечения контуров ледопородных цилиндров. Полученная толщина ледопородного ограждения сравнивается с проектной. Если она в некоторых местах окажется меньше расчетной или будут выявлены «окна» между ледопородными цилиндрами, то задают дополнительные замораживающие скважины.

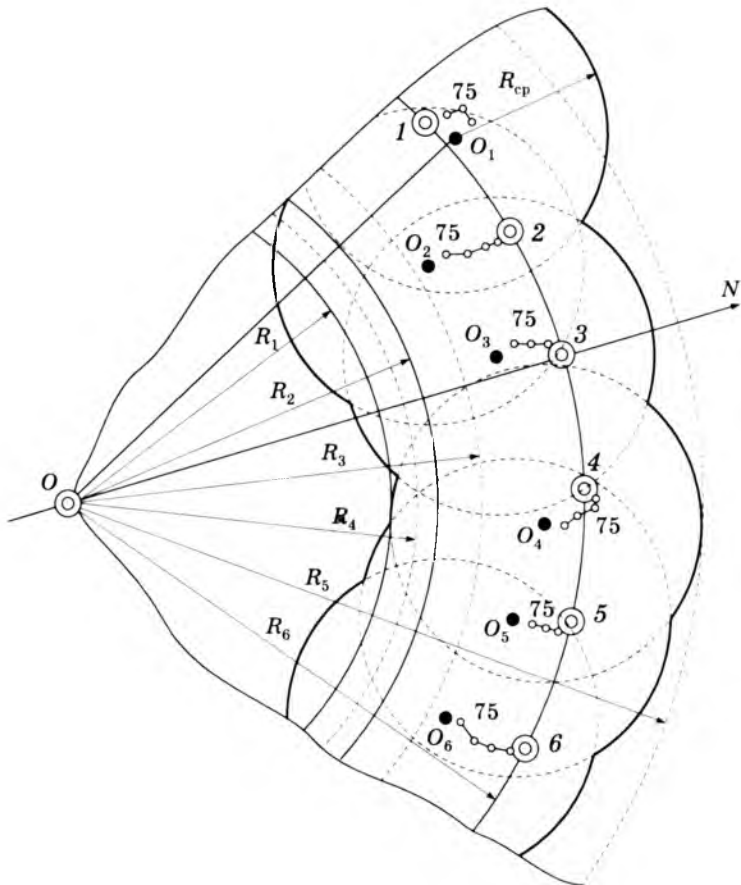


Рис. 3.20. Участок погоризонтного плана ледопородного ограждения

Работы при проведении стволов способом бурения

3.4.

Способ бурения стволов и скважин большого диаметра заключается в том, что с помощью специального оборудования осуществляют непрерывное разрушение породы и ее выдачу на поверхность благодаря постоянной циркуляции бурового раствора, заполняющего ствол или скважину.

Разрушение породы буровым инструментом осуществляется по всей площади забоя (сплошное бурение) или частично по периметру забоя выбуривается кольцевая щель с оставлением в центре ствола породного целика (керновое бурение), который впоследствии скалывается и выдается на поверхность.

При *сплошном способе бурения* стволы бурят ступенями — в несколько фаз — до полного диаметра. Первоначально на полную глубину ствола бурят передовую скважину, которую затем постепенно расширяют сверху вниз в несколько фаз. После того как ствол пробурен на полную проектную глубину, под защитой бурового раствора производят работы по возведению постоянной крепи. Затем ствол очищают от бурового раствора и проводят гидроизоляционные работы.

Технология проведения стволов способом бурения включает в себя подготовительные работы, разрушение породы буровым инструментом, очистку забоя ствола от разрушенной породы, возведение постоянной крепи, гидроизоляционные работы (рис. 3.21).

До начала буровых работ на земной поверхности выполняют работы по подготовке ствола к бурению. Первоначально на проектную глубину проходят устье ствола 2, которое крепят монолитной бетонной или железобетонной крепью 1. Воротник устья ствола сооружают особенно массивным, так как он выполняет роль фундамента под буровую установку.

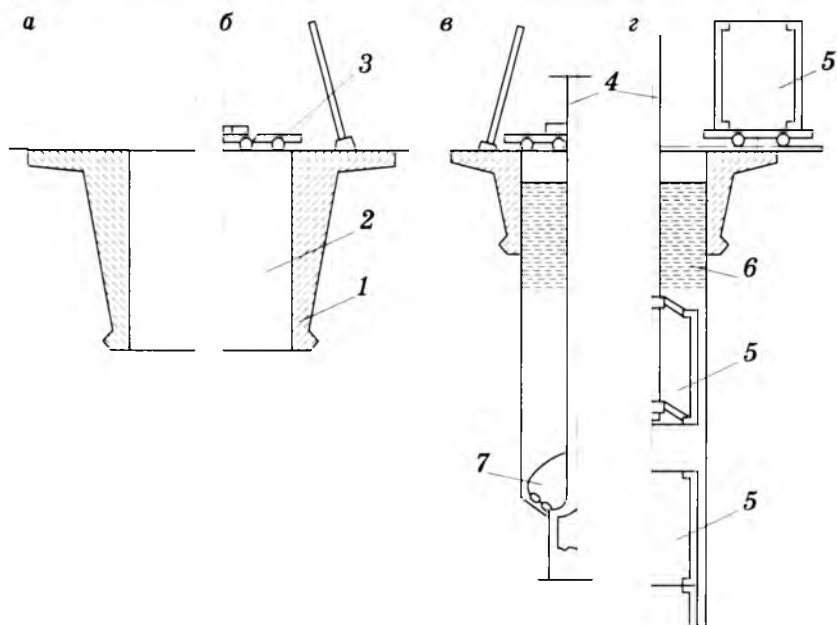


Рис. 3.21. Схема проведения ствола способом бурения:
 а — устройство устья; б — монтаж бурового оборудования; в — буровые работы; г — возведение постоянной крепи

Устье ствола проходят на глубину наносных пород и исходя из условий первоначального размещения в нем бурового инструмента 7. Сверху устье ствола перекрывают мощными самоходными платформами 3 большой грузоподъемности, на которых может размещаться необходимое буровое оборудование, расширители, секции постоянной крепи 5 ствола.

После обустройства устья ствола приступают к монтажу буровой установки. Сборку ведут крупными узлами. Над устьем ствола устанавливают постамент, монтируют буровую вышку, роторный привод, подъемную лебедку, талевую систему и другое буровое оборудование.

В подготовительный период на строительной площадке возводят также ряд зданий и сооружений, необходимых для

обслуживания буровой установки. Бурение осуществляют с применением буровой колонны 4 под защитой глинистого раствора 6.

Маркшейдерские работы при проходке шахтного ствола способом бурения включают проверку соотношения геометрических элементов буровой установки, определение осадков ее фундамента и крена буровой вышки, контроль вертикальности оси ствола и съемку его породных стенок.

Технология проходки шахтных стволов и скважин большого диаметра высокопроизводительна и эффективна только при строгом соблюдении вертикальности оси ствола в процессе бурения. Вертикальность ствола, заполненного буровой жидкостью, не может контролироваться проходческими шахтными отвесами. В этих случаях для оперативного определения положения бурового снаряда могут быть использованы проекциометры.

Проекциометр — механический прибор, позволяющий определить величину проекции на горизонтальную плоскость крутонаклонного участка троса, заключенного между исходной и искомой точками. Исходной является точка схода троса с направляющего ролика, а искомой — точка крепления троса к центрирующему грузу.

Проекциометр ПМ4 (рис. 3.22) позволяет контролировать вертикальность проходки шахтных стволов глубиной до 1000 м при углах отклонения до $10'$. Средние квадратические погрешности определения положения центра бурового снаряда и измерения глубины составляют 1:20 000 глубины контролируемого сечения ствола.

Трос длиной 1000 м намотан на бобину 1. Центрирующий груз служит для спуска и натяжения троса 4 по оси буровой колонны, съемный микрометрический уровень 11 — для определения отклонения троса от вертикального положения. Микрометрический уровень закрепляется при измерениях на тросе с помощью закрепительного рычага 3 и башмака 6. Диапазон измерения микрометра составляет 0–13 мм, цена

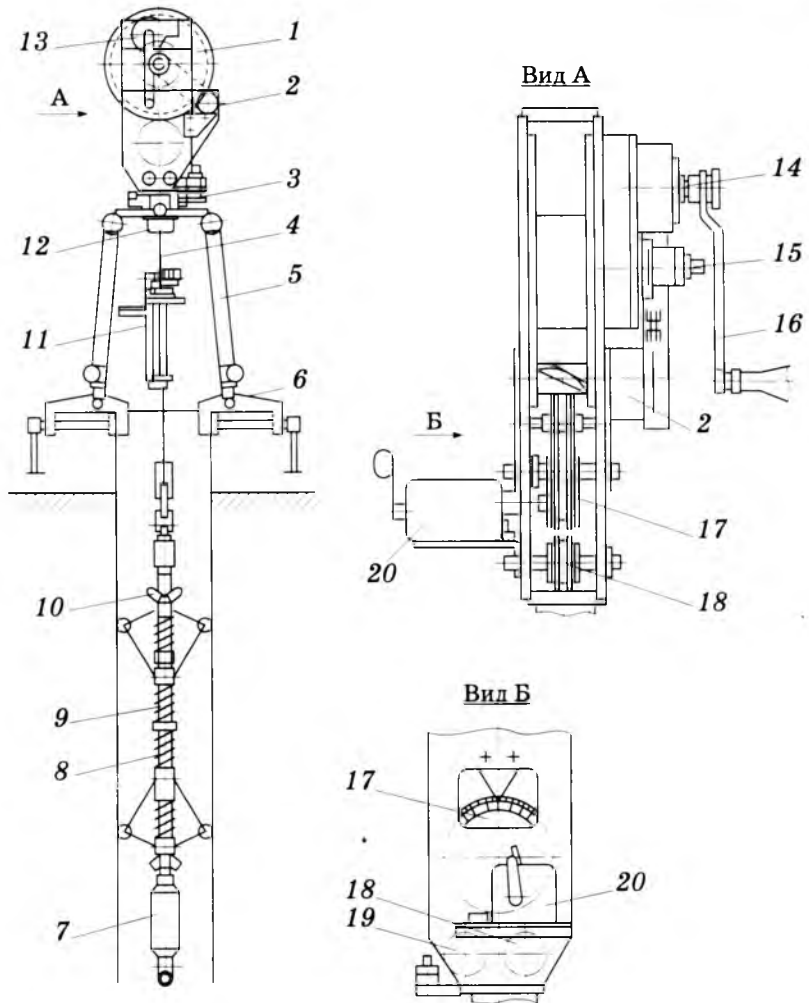


Рис. 3.22. Схема проекциометра ПМ4:

1 — бобина с тросом; 2 — укладочное устройство; 3 — закрепительный рычаг; 4 — трос; 5 — тренога; 6 — башмак; 7 — дополнительный груз; 8, 9 — нижний и верхний блоки центрирующего груза; 10 — регулировочная гайка; 11 — микрометрический уровень; 12 — станковая гайка; 13 — редуктор; 14 — ось редуктора; 15 — ось бобины; 16 — рукоятка; 17 — мерный ролик; 18, 19 — направляющий и отклоняющий ролики; 20 — счетчик оборотов

деления круговой шкалы 0,01 мм. С помощью мерного ролика 17 и счетчика оборотов 20 определяют глубины. Треногу 5 с помощью башмаков 6 устанавливают на торце буровой колонны.

Измерения выполняют, когда буровая колонна подвешена на роторе или опорной балке после наращивания очередным звеном. Проекциометр устанавливают на торце буровой трубы и опускают центрирующий груз по колонне бурового снаряда. Под бобиной на тросе закрепляют микрометрический уровень.

Один прием наблюдений за положением центра бурового снаряда включает: снятие показаний с блок-счетчика глубины, установку микрометрического уровня по оптическому визиру в направлении одной из осей ствола путем вращения бобины в поворотном устройстве, приведение в горизонтальное положение цилиндрического уровня микрометрическим винтом и отсчет по шкалам винта, повторение двух последних операций после установки микрометрического уровня по направлению, отличающемуся на 90, 180 и 270° от начального.

Смещение бурового снаряда относительно устья форшакты по направлению осей ствола вычисляют по формулам

$$A_x = 2HK(a_{180} - a_0), \quad (3.2)$$

$$A_y = 2HK(a_{270} - a_{90}), \quad (3.3)$$

где H — глубина ствола до контролируемого сечения, м; K — поправочный коэффициент, учитывающий провисание отклоненного от вертикали троса; $a_0, a_{90}, a_{180}, a_{270}$ — отсчеты по шкалам микрометрического винта при соответствующей его установке.

Для полевого контроля вычисляют (в мм) величину

$$c = (a_0 + a_{180}) - (a_{90} + a_{270}),$$

которая не должна превышать значения $35/H$.

Поправочный коэффициент K определяют по монограмме или вычисляют по формуле

$$K = \left(\frac{\varphi}{H} + 1 \right) \ln \left(1 + \frac{H}{\varphi} \right),$$

где φ — отношение массы центрирующего груза Q к массе 1 м троса.

Чтобы трос проекциометра не касался стенок буровой колонны, подбирают центрирующий груз, для которого выполняется условие

$$\varphi = \frac{Q}{q} \approx \frac{Q_6}{q_6},$$

где Q, Q_6 — масса соответственно концевого груза и бурового снаряда, кг; q, q_6 — масса 1 м соответственно троса и буровой колонны, кг.

Если центр ротора смещен относительно центра ствола более чем на 20 мм, то смещение учитывают при обработке результатов измерений. При подвеске буровой колонны на роторе центр ее верхнего сечения также не должен смещаться в горизонтальной плоскости относительно центра ротора более чем на 20 мм.

После первого приема измерений ротором поворачивают колону приблизительно на 90° и выполняют второй, а третий и четвертый — соответственно после поворота колонны на 180 и 270° относительно начального положения ротора.

Разность координат между центрами ротора и сечения ствола вычисляют как среднее четырех приемов наблюдений.

Цикл работ по определению отклонения оси ствола от вертикали рекомендуется закончить контрольными измерениями, при которых ориентирование прибора по направлениям координатных осей выполняют только вращением ротора.

Результаты измерений записывают в журнал. Там же вычисляют по формулам (3.2) и (3.3) значения смещений A_x, A_y центра бурового снаряда при каждом положении стола рото-

ра, а также величину смещения бурового снаряда A и его направление. Смещение центра сечения относительно устья ствола вычисляют дважды: по средним значениям смещений A_x и A_y , определяемых при четырех положениях стола ротора, и по результатам контрольных измерений. Расхождение значений A не должно превышать $(1/5000) H$.

Анализ положений бурового снаряда, определенных при различных углах стола ротора, позволяет оценить возможные изменения формы и размеров контролируемого сечения ствола.

При подвешивании буровой колонны на опорной балке измерения выполняют при одном положении бурового снаряда. В этом случае производят несколько приемов наблюдений с интервалом между ними 15–20 мин до получения результатов, совпадающих в пределах точности измерений.

Вертикальность направления бурения рекомендуется контролировать, как правило, по мере углубки ствола на длину от одного до трех буровых звеньев. Центры контролируемых сечений наносят на совмещенный план крупного масштаба.

Ось ведущей трубы буровой колонны, центр ротора и центр форшахты должны находиться на одной отвесной линии. Плоскость стола ротора и рельсовые пути раздвижных платформ должны быть горизонтальны.

Проверку соблюдения соосности ведущей трубы, ротора и форшахты выполняют теодолитами с пунктов, расположенных на взаимно перпендикулярных осях. Смещение центра ротора относительно центра форшахты не должно превышать 20 мм. Отклонение оси ведущей трубы от вертикали не должно быть более 0,001 ее длины, а отклонение плоскости стола ротора от горизонтального положения — не более 0,002 диаметра стола. Высоты головок рельсовых путей под раздвижные платформы определяют нивелированием через 1 м, разность не должна превышать 5 мм.

Реперы для наблюдения за осадками буровой установки закладывают в фундаментах буровой лебедки и буровой вышки, а также в крепи форшахты с горизонтальной шкалой.

Вертикальность ствола определяют по положению центра бурового снаряда. Измерения выполняют проекциометром, погрешность определения положения центра ствола не должна превышать 100 мм. Положение забоя по высоте определяют по суммарной длине бурового снаряда и труб буровой колонны.

Размеры и форму горизонтальных сечений, состояние породных стенок ствола рекомендуется определять звуколокационной съемкой, погрешность определения расстояний между измерительным снарядом локатора и стенкой ствола не должна превышать 0,02 расстояния, а погрешность ориентирования сечений или профилей — 3°.

4

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Маркшейдерские работы при проведении горных выработок включают указание места заложения выработок, задание направления для проведения выработок, закрепление и перенос направлений, контрольные наблюдения за проведением выработок по заданному направлению с соблюдением проектного профиля и паспорта крепления.

Особенно важное значение имеет проведение выработок по направлению (в горизонтальной и вертикальной плоскостях). Методы задания направлений в значительной мере определяются условиями производства, элементами залегания пластов и характером разреза пород по направлению проводимой выработки. Часто выработки проводят, придерживаясь какого-либо естественного ориентира (например, плоскости напластования почвы или кровли пласта). Такой ориентир называется «проводником», и в данном случае говорят, что выработка проводится по проводнику. Наличие проводника значительно облегчает задание направления. При проведении выработок, где нет «проводников», необходимо задавать направления в вертикальной и горизонтальной плоскостях.

Задание направления

4.1. в горизонтальной плоскости

Для задания направления горной выработки в горизонтальной плоскости откладывают в натуре угол поворота выработки, который задается проектом или рассчитывается.

В исходной осевой точке B (рис. 4.1, a) центрируют теодолит, с помощью которого откладывают угол β . При этом воз-

можно, что расстояние от точки B до боковой стенки выработки окажется меньше предельного для визирования зрительной трубы. В этом случае вместо угла β следует отложить угол $\beta + 180^\circ$ и закрепить в выработке точку K . Линия, проходящая через отвесы, опущенные с точек B и K , обозначит временное направление оси выработки.

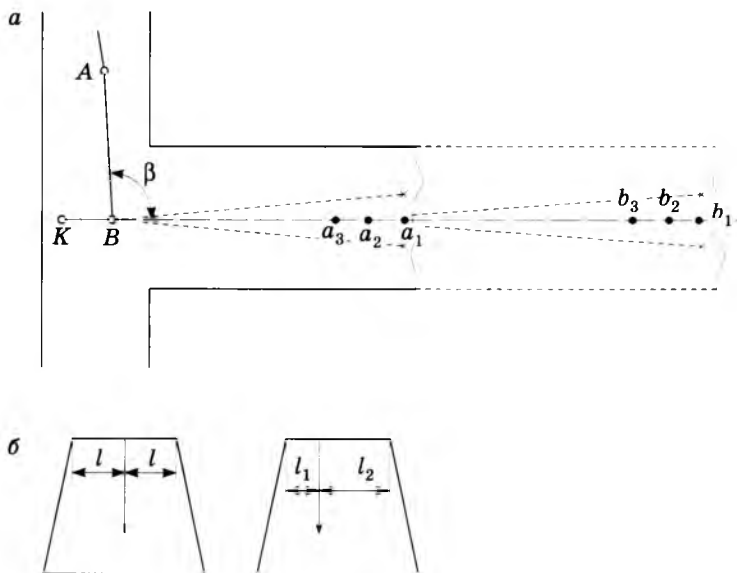


Рис. 4.1. Схема задания направления прямолинейного участка выработки в горизонтальной плоскости по оси выработки (а) и параллельно оси выработки (б)

Указанные пункты следует использовать для проходки первых метров выработки. Когда забой выработки переместится от точки B на 8–10 м, необходимо задать выработке постоянное направление тремя точками. С этой целью под точкой B вновь устанавливают теодолит и задают в натуре угол β при двух положениях трубы. В результате закрепляют осевую точку a_1 . После этого в створе точек B и a_1 закрепляют (в кровле выработки временным маркшейдерским знаком) еще две точки — a_2 и a_3 . В точках a_1, a_2 и a_3 подвешивают от-

весы, которые фиксируют заданное направление выработки. Расстояние между соседними осевыми точками от 2 до 5 м. Закрепив точки, определяющие заданное направление, маркшейдер обязан произвести контрольное измерение отложенного угла и расстояний между вставленными точками.

Нередко направление выработки задают не по ее оси на одинаковом расстоянии l от стенок, а параллельно оси выработки (рис. 4.1, б) на расстояниях l_1 и l_2 от стенок. Указанные расстояния заданного направления от стенок выработки называются скобами.

По мере продвижения забоя горной выработки с закрепленных точек a_1 , a_2 и a_3 опускают отвесы (светящиеся, желательного типов ОС-1, ОС-2). Продолжение створа отвесов является направлением выработки. Откладывая заданные скобы, проверяют правильность проведения выработки в горизонтальной плоскости. Удаление отвесов от забоя не должно превышать 120 м. Направляющих отвесов должно быть не менее трех. В выработках, проводимых в устойчивых породах, допускается задание направлений двумя отвесами при условии, что расстояние между ними не менее 4 м.

Светящиеся отвесы (рис. 4.2) служат для наблюдения створа из забоя выработки. В цилиндрическом корпусе 1 отвеса с крышкой 2 помещен сухой элемент 3, а в нижней части корпуса расположена электролампочка 4 (1,5 кВт), которая закрыта прозрачным колпачком 5 из цветного органического стекла. В верхней части корпуса находятся винт включения света 6 и ушко 7 для подвески его на шнуры. Светящийся отвес хорошо виден на расстоянии до 80 м.

Задание направления проводимой прямолинейной горной выработке производят также с помощью лазерного указателя направления (ЛУН). При использовании ЛУН удаление отвесов от забоя может быть увеличено до 500 м (в соответствии с техническими характеристиками этих приборов).

ЛУН представляет собой светопроекционный прибор с лазерным источником света (рис. 4.3) во взрывобезопасном исполнении. Основной частью указателя является проектор с источником света — лазерной трубкой, заключенной во взрывобезопасный корпус с коллимирующей системой.

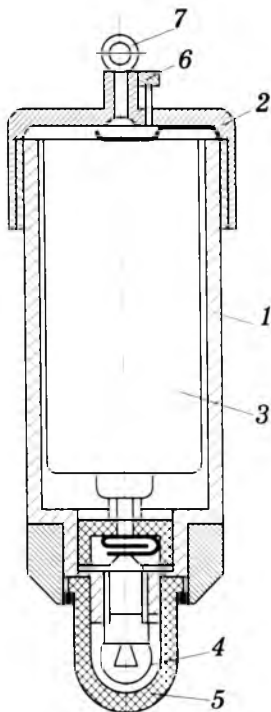


Рис. 4.2. Разрез светящегося отвеса

Для задания направления на расстоянии не более 40 см от стенки выработки закрепляется маркшейдерская точка, под которой предполагается установить ЛУН. На этой точке с помощью теодолита откладывают расчетный угол, полученное направление закрепляют тремя временными знаками, при этом крайний знак должен быть удален от исходного не менее чем на 25 м при длине лазерного луча до 300 м и на 50–100 м при длине луча 300–500 м. Под исходной точкой к стойкам крепи или к стенке выработки на высоте около 2 м укрепляют кронштейн, входящий в комплект ЛУН. На кронштейне устанавливают указатель и подключают его к источнику электропитания. В начале грубо наводят световой пучок на предварительно выставленные отвесы, а затем, после

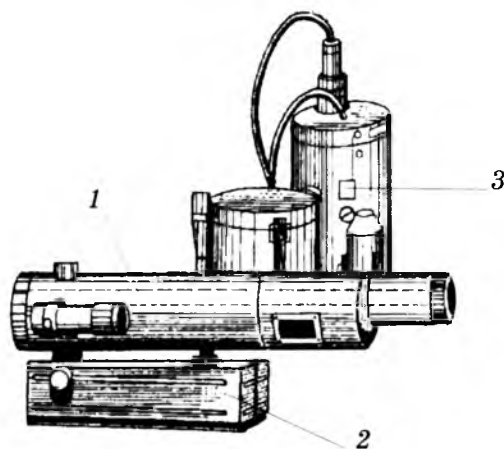


Рис. 4.3. Лазерный указатель направления:
1 — проектор; 2 — трегер; 3 — блок питания

закрепления прибора, уточняют наводку с помощью наводящего устройства. Световой пучок создает линию направления выработки, отчетливо видимую в условиях шахтной атмосферы. Он проектируется на забой в виде яркой световой марки красного цвета, отчетливо видимой на расстоянии до 500 м. Максимальный диаметр световой марки — 80 мм. ЛУН имеет автоматический поджиг, позволяющий включать прибор на расстоянии, что очень удобно в эксплуатации и увеличивает сроки службы источника света.

Применение светящихся отвесов и ЛУН особенно удобно, когда проходка осуществляется комбайном. В этом случае на машине, параллельной ее оси, закрепляют специальное визирное устройство.

В выработках, проводимых в устойчивых породах, допускается задание направлений двумя отвесами при условии, что расстояние между ними не менее 4 м.

Пример по заданию направления выработки в горизонтальной плоскости. Требуется задать направление выработки, ось которой проходит по направлению, совпадающему с дирекционным углом $\alpha_{\text{оси}} = 118^{\circ}31'30''$ (рис. 4.4). Дирекционный угол последней стороны 17-18 подземного полигонометрического хода $\alpha_{17-18} = 100^{\circ}00'00''$.

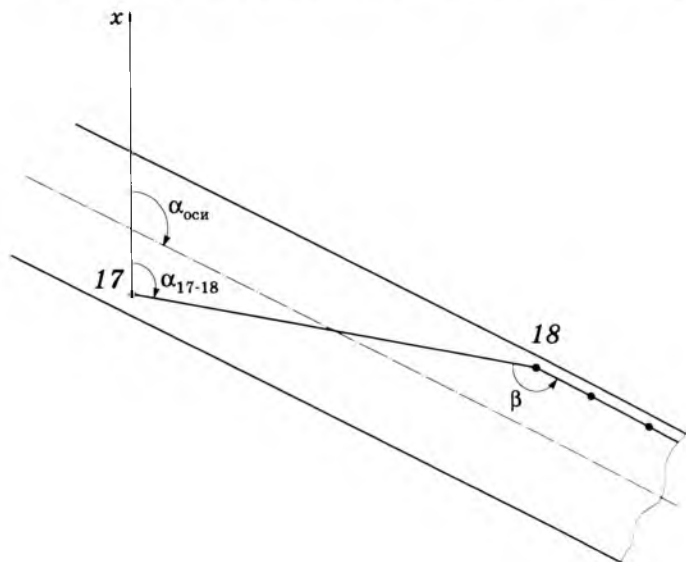


Рис. 4.4. Схема исходных направлений к определению разбивочного угла

1. Определяем разбивочный угол β для выноса направления, параллельного требуемому:

$$\beta = \alpha_{18-17} - \alpha_{оси} = (\alpha_{17-18} + 180^\circ) - \alpha_{оси} = (100^\circ 00'00'' + 180^\circ) - 118^\circ 31'30'' = 161^\circ 28'30''.$$

2. В точке 18 устанавливаем теодолит, с помощью которого от направления на точку 17 откладываем угол $\beta = 161^\circ 28'30''$. Полученное направление закрепляем отвесами, начиная с дальнего.

При проведении криволинейного участка AB выработки (рис. 4.5, а) с радиусом закругления R и углом поворота θ задание направления круговой линии оси выработки осуществляют по направлениям вписанных в линию оси хорд одинаковых длин.

Элементы закруглений, т.е. начало и конец кривой и величина радиуса, заранее устанавливаются проектом. Задача маркшейдера заключается в том, чтобы, руководствуясь проектом, произвести разбивку кривой в натуре, т.е. указать направление для проведения выработки на закруглении. Число

точек выбирается с учетом обеспечения взаимной видимости каждой пары точек в натуре.

Длина хорд

$$l = 2R \sin \frac{\theta}{2n}, \quad (4.1)$$

где n — число хорд.

Внутренние углы β_1 при начальной A и конечной B точках кривой и углы β_2 при промежуточных точках 1 и 2 :

$$\beta_1 = 180^\circ - \frac{\theta}{2n}, \quad (4.2)$$

$$\beta_2 = 180^\circ - \frac{\theta}{n}. \quad (4.3)$$

Для соблюдения заданного проектом положения контуров криволинейной выработки относительно хорд маркшейдером составляется схема проведения в крупном масштабе 1:20; 1:50; 1:100 (рис. 4.5, б). На схему (рис. 4.5, а) наносят проектное положение контуров криволинейной выработки, вычисляют по формулам (4.1)–(4.3) значения длин хорд l и горизонтальных углов β_1 и β_2 между ними, по ним строят ломаную $A-1-2-B$ и через определенные расстояния (1–2 м) к ее сторонам (хордам) восстанавливают перпендикуляры до стенок выработки. На этой схеме (рис. 4.5, б) отмечают измеренные графически значения длин этих перпендикуляров (ординат).

Маркшейдер до начала проведения криволинейной части выработки в точке A (начале кривой) теодолитом откладывает угол β_1 и задает направление первой хорде $A-1$. При проведении выработки на участке $A-1$ проходчики пользуются этим направлением и значениями ординат, приведенными в схеме проведения. Затем маркшейдер в точке 1 откладывает угол β_2 и задает направление второй хорде $1-2$, а проходчики, пользуясь новым направлением и значениями ординат (по той же схеме), продолжают проведение выработки и т.д.

Описанный выше способ задания направления криволинейному участку выработки называется *способ перпендикуляров*.

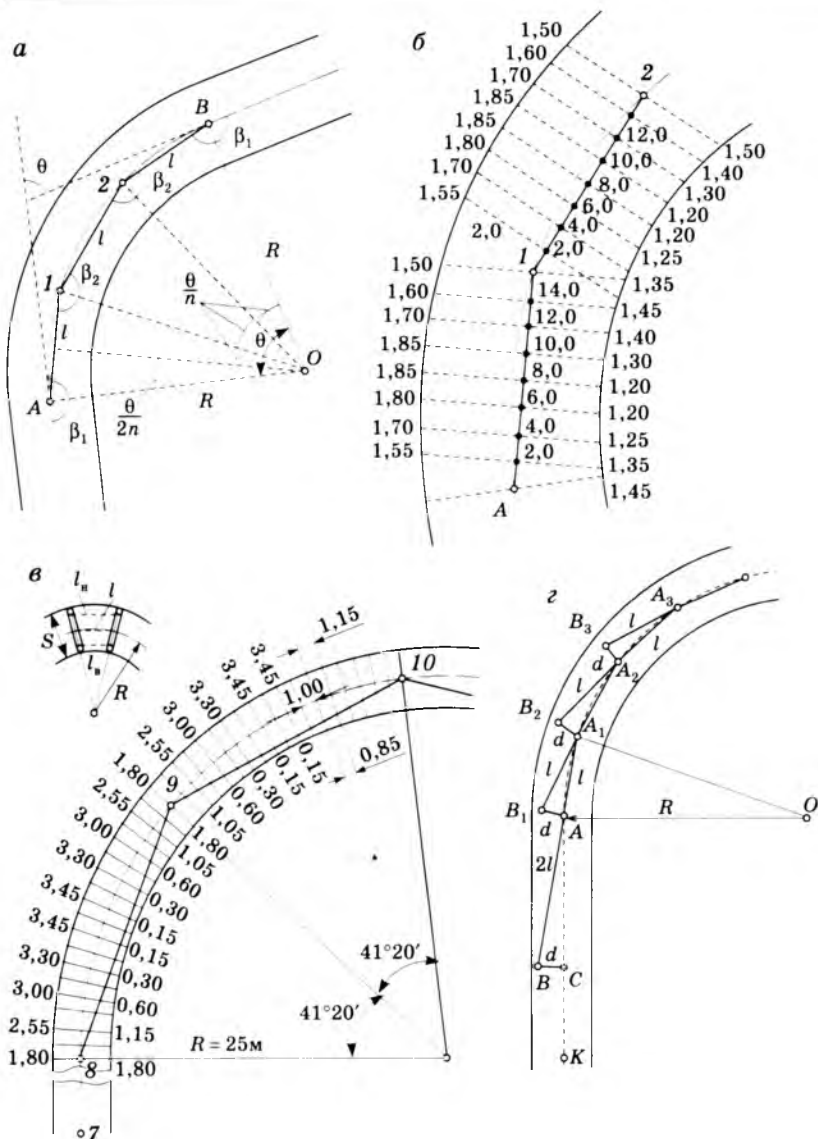


Рис. 4.5. Схемы задания направления криволинейной части выработки в горизонтальной плоскости:

a — замена криволинейной части оси выработки хордами; *б* — способ перпендикуляров; *в* — способ радиусов; *г* — способ продолженных хорд

Распространенным является также *способ радиусов*. Он отличается от описанного выше тем, что расстояния от хорды до стенок выработки задаются не по перпендикулярам, а по направлению радиусов закругления (рис. 4.5, в). При деревянной и металлической крепи, кроме того, крепильщикам сообщают расстояния между стойками по внутренней $l_{\text{в}}$ и наружной $l_{\text{н}}$ стенкам выработки, которые рассчитывают по формулам

$$l_{\text{н}} = l + \Delta l = l + l \frac{S}{2R}, \quad (4.4)$$

$$l_{\text{в}} = l - \Delta l = l - l \frac{S}{2R}, \quad (4.5)$$

где l — расстояние между осями рам на прямолинейном участке (по паспорту крепления); Δl — разнос стоек крепи; S — ширина выработки (по паспорту).

Широко используется и *способ продолженных (коротких) хорд* (рис. 4.5, г). Разбивка оси кривой по всему участку закругления осуществляется прямолинейными участками (хордами) без применения теодолитов.

Сущность способа состоит в следующем. Пусть от точки A требуется пройти криволинейный участок радиусом R . Принимаем длину прямолинейного участка (хорды) l равной 2–3 м. От точки A откладываем отрезок $2l$ по оси прямолинейной выработки в обратную от криволинейного участка сторону, находим точку C . Из точек A и C линейной засечкой намечаем точку B . Стороны линейной засечки: $AB = 2l$ и $BC = d$. Расстояние $d = l^2/R$.

Точки A и B определяют направление первого прямолинейного звена кривой. После того как будет пройдено первое прямолинейное звено кривой, откладываем от точки A на продолжении линии BA отрезок l и находим вторую осевую точку A_1 . Из точек A и A_1 линейной засечкой находим точку B_1 . Сторонами линейной засечки в этом случае будут $A_1B_1 = l$ и $AB_1 = d$. Точки B_1 и A_1 определяют направление для прохождения второго звена и т.д. Ширина выработки контролируется расстояниями от оси (в точках A , A_1 и т.д.) до стенок выработки.

Пример составления проекта задания направления криволинейного участка выработки. Требуется составить проект задания направления криволинейному участку горной выработки, используя способ перпендикуляров и способ радиусов.

Радиус закругления $R = 18$ м, угол поворота выработки $\theta = 84^\circ$. Средняя ширина выработки в свету $S = 3,3$ м.

Рассчитать значения углов и длин сторон проектного полигона. Определить расстояние между осями боковых стоек соседних рам крепи по наружной l_n и внутренней l_v сторонам выработки, если на прямолинейном участке выработки это расстояние равно 2 м.

1. Составление проекта криволинейного участка выработки начинается с определения количества сторон проектного полигона. При определении количества сторон полигона необходимо обеспечить прямую видимость между пунктами опорной сети, поэтому вначале определим величину центрального угла β , опирающегося на одну сторону проектного полигона:

$$\sin \frac{\beta}{4} = 0,5 \sqrt{\frac{S}{R}} = 0,5 \sqrt{\frac{3,3}{18}} = 0,21408721,$$

$$\beta = 49^\circ 26' 53'' \approx 49^\circ.$$

2. Определяем число сторон проектного полигона (с обязательным округлением полученного числа до целого в сторону увеличения):

$$n = \frac{\theta}{\beta} = \frac{84^\circ}{49^\circ} = 1,7 \approx 2,0.$$

3. Корректируем значение β :

$$\beta = \frac{\theta}{n^*} = \frac{84^\circ}{2} = 42^\circ.$$

4. Определяем по формуле (4.1) длину стороны проектного полигона:

$$l = 2 R \sin \frac{\theta}{2n} = 2 \cdot 18 \sin \frac{84^\circ}{2 \cdot 2} = 12,901 \text{ м.}$$

5. По формуле (4.3) определяем углы поворота на промежуточных пунктах проектного полигона:

$$\beta_2 = 180^\circ - \frac{\theta}{n} = 180^\circ - \frac{84^\circ}{2} = 138^\circ 00' 00''.$$

6. Углы на первом и последнем пунктах полигона определяем по формуле (4.2):

$$\beta_1 = \beta_3 = 180^\circ - \frac{\theta}{2n} = 180^\circ - \frac{84^\circ}{2 \cdot 2} = 159^\circ 00' 00''.$$

При применении способа радиусов расстояния между осями стоек соседних рам по наружной и внутренней сторонам выработки определяют по формулам (4.4) и (4.5):

$$l_{\text{н}} = l + l \frac{S}{2R} = 2 + 2 \cdot \frac{3,3}{2 \cdot 18} = 2,183 \text{ м.}$$

$$l_{\text{в}} = l - l \frac{S}{2R} = 2 - 2 \cdot \frac{3,3}{2 \cdot 18} = 1,817 \text{ м.}$$

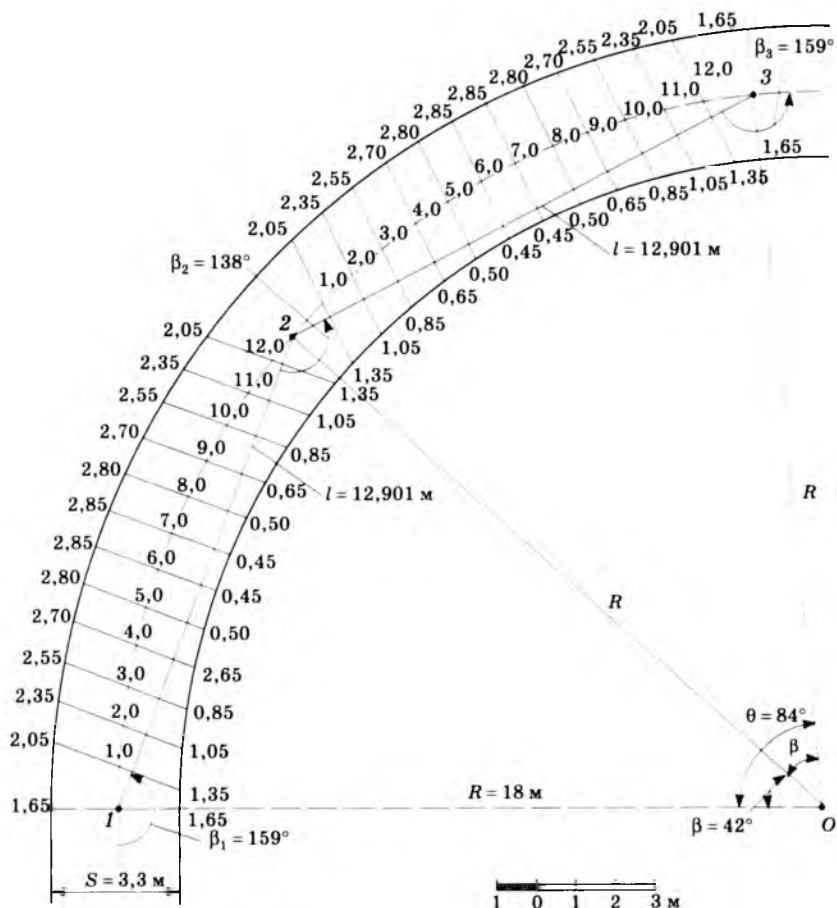


Рис. 4.6. Фрагмент проекта задания направления криволинейному участку горной выработки способом перпендикуляров

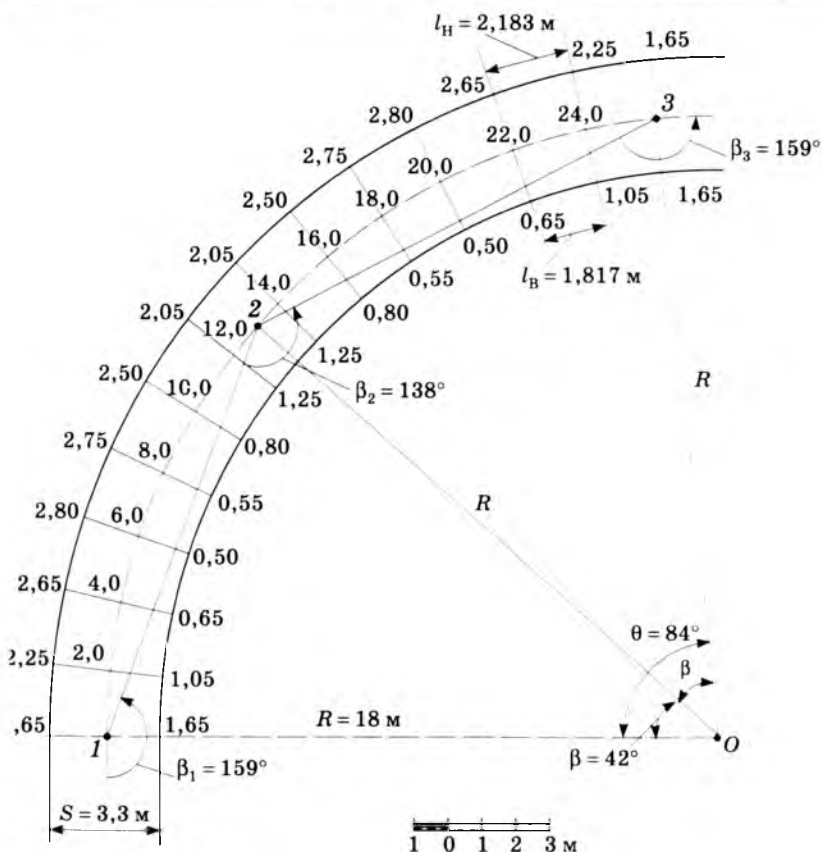


Рис. 4.7. Фрагмент проекта задания направления криволинейному участку горной выработки способом радиусов

На рис. 4.6 и 4.7 показаны ось криволинейного участка выработки, точки 1–3 проектного полигона (как временные маркшейдерские точки), стенки выработки и стороны проектного полигона.

В способе перпендикуляров от сторон полигона задают расстояние D стенок выработки, определив их графически по чертежу (с точностью D сантиметров). Расстояние между перпендикулярами обычно принимают равным 1 м.

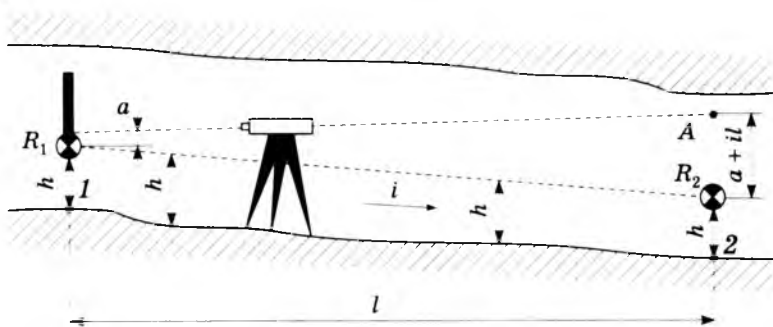
При способе радиусов расстояние задают по верхняку крепи влево и вправо от сторон полигона, их также определяют графически.

4.2. Задание направления в вертикальной плоскости

В зависимости от уклона или угла наклона выработки применяются различные способы задания направления в вертикальной плоскости.

При углах наклона выработки до 6° ($i = \pm 0,1$) задание направления в вертикальной плоскости на участке $l-2$ (рис. 4.8, а)

а



б

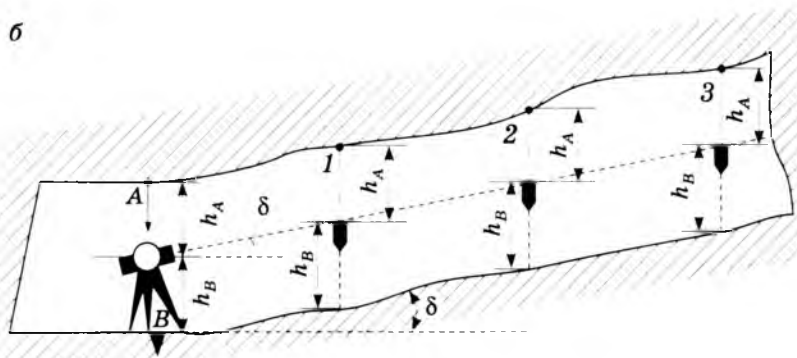


Рис. 4.8. Схема задания направления выработки в вертикальной плоскости:

а — нивелиром с помощью боковых реперов;

б — с помощью теодолита

может осуществляться с помощью боковых реперов R_1 и R_2 , закладываемых на стенках выработки так, чтобы соединяющая их линия имела заданный для этой выработки проектный уклон i . Боковые реперы устанавливают парами на противоположных стенах выработки на расстоянии 2–5 м один от другого.

Пусть точка 1 имеет проектную отметку Z_1 . Требуется между точками 1 и 2 на расстоянии l задать выработке направление в вертикальной плоскости с проектным уклоном i . Для этого на высоте h от точки 1 закладывают репер R_1 . Между точками 1 и 2 устанавливают нивелир и по рейке, расположенной над репером R_1 , берут отсчет a . Над точкой 2 отмечают горизонт инструмента в точке A и от нее, отложив вниз отрезок $a + il$, определяют место закладки репера R_2 .

Проектное положение почвы выработки на участке между реперами R_1 и R_2 определяется расстоянием h , отложенным вниз от линии $R_1 R_2$.

Для задания уклона ЛУН используется оптическая система в виде клинового компенсатора, которая обеспечивает заданный наклон луча в пределах $\pm 2^\circ$. Установка заданного уклона осуществляется с помощью специального кольца, расположенного перед коллиматором, на котором нанесены деления в тысячных долях уклона.

При углах наклона выработок свыше 6° задание направления в вертикальной плоскости осуществляют с помощью теодолита (осевыми реперами). Пусть точки A (в кровле) и B (в почве) начала наклонной выработки имеют отметки, соответствующие проектным (рис. 4.8, б). Для задания наклонной выработке направления в вертикальной плоскости под точкой A центрируют теодолит, измеряют высоты h_A и h_B и ориентируют трубу теодолита в горизонтальной плоскости по оси выработки. По вертикальному кругу устанавливают отсчет (с учетом значения места нуля), соответствующий проектному углу наклона δ выработки, и визируют на отвес Z . При этом отвес перемещают по высоте до совмещения верха его головки со средней нитью сетки нитей. Аналогичным об-

разом в створе визирной оси трубы закрепляют отвесы 2 и 1. Для определения проектного положения почвы и кровли выработки от головки отвесов вниз по вертикали откладывают величину h_B , а вверх — h_A .

Пример по заданию направления в вертикальной плоскости. Требуется задать направление выработке в вертикальной плоскости, проводимой между двумя штреками. Выработка проводится от почвы штрека № 1 до почвы штрека № 2 (рис. 4.9). Отметка почвы штрека № 1 — $H_1 = +20$ м, штрека № 2 — $H_2 = -20$ м, при расстоянии в плане между ними 100 м.

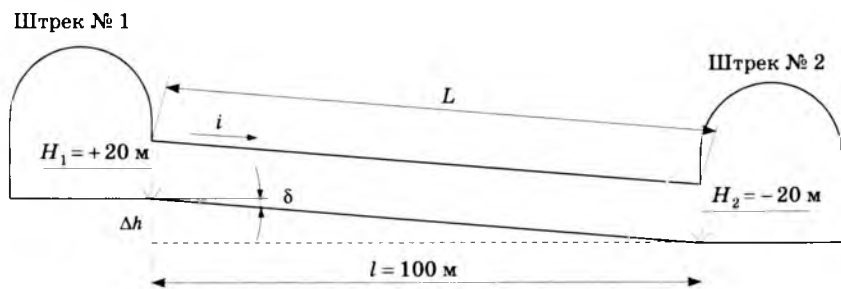


Рис. 4.9. Схема к вычислению разбивочных элементов при задании направления выработки в вертикальной плоскости

1. Определяем разбивочные элементы — угол наклона выработки δ и ее наклонное расстояние l .

Угол наклона выработки можно вычислить через тангенс угла наклона или уклон:

$$i = \operatorname{tg} \delta = \frac{\Delta h}{l} = \frac{H_1 - H_2}{l} = \frac{+20 - (-20)}{100} = 0,4,$$

тогда

$$\delta = \operatorname{arctg} i = \operatorname{arctg} 0,4 = 21^\circ 48' 05''.$$

2. Наклонное расстояние L можно вычислить по известному горизонтальному положению l и углу наклона выработки δ :

$$L = \frac{l}{\cos \delta} = \frac{100,000}{\cos 21^\circ 48' 05''} = 107,7 \text{ м}$$

или по углу наклона выработки δ и превышению Δh :

$$L = \frac{\Delta h}{\sin \delta} = \frac{40}{\sin 21^\circ 48' 05''} = 107,7 \text{ м.}$$

Итак, для задания направления выработки в вертикальной плоскости можно использовать уклон $i = 0,4$ или угол наклона $\delta = 21^\circ 48' 05''$.

Задание направления горным выработкам, проводимым встречными

4.3. и догоняющими забоями

Проведение выработок встречными или догоняющими забоями — сбойками — позволяет расширить фронт проходческих работ, что способствует ускорению ввода в эксплуатацию выработок. Главной задачей маркшейдерской службы является обеспечение требуемой точности смыкания осей сбываемых выработок. В свою очередь требуемая точность смыкания устанавливается в зависимости от назначения выработки и технологии ее проведения.

Расхождения осей выработок, проводимых встречными забоями, являются следствием погрешности измерений, выполняемых при создании планового и высотного обоснования, используемого для задания направлений этим выработкам. Иными словами, точность проведения выработок в основном зависит от качества маркшейдерского обеспечения. Некачественная сбойка может привести к значительным материальным затратам.

Точность, объем и методы маркшейдерских работ по обеспечению сбоек зависят от типа сбываемых выработок, их протяженности и конфигурации. В каждом конкретном случае маркшейдерские задачи проведения сбоек решаются по-разному. Однако точность маркшейдерских измерений должна всегда обеспечивать получение требуемой точности смыкания забоев. При этом следует иметь в виду, что не вызванная необходимостью чрезмерная точность потребует излишних затрат труда и времени, а в ряде случаев — более сложных приборов и методов.

4.3.1. Последовательность проведения выработок встречными забоями

При проведении выработок встречными забоями маркшейдерские работы ведут в следующей последовательности:

- устанавливают место встречи выработок и допустимую ошибку смыкания забоев, численное значение которой должно быть документально оформлено;
- составляют проект маркшейдерских работ по созданию планового и высотного обоснования сбойки;
- намечают приборы и методы выполнения необходимых измерений и устанавливают средние квадратические погрешности отдельных видов измерений, соответствующие принятым методам и приборам;
- осуществляют расчет ожидаемой ошибки смыкания осей сбиваемых выработок;
- рассчитанную ожидаемую ошибку смыкания сравнивают с допустимой и в зависимости от результата сравнения намеченную методику либо принимают, либо пересматривают; в последнем случае расчет ожидаемой ошибки смыкания повторяют с новыми параметрами точности;
- по принятой на основе расчета методике выполняют измерения, необходимые для получения с надежным контролем координат и высотных отметок точек, используемых при задании направлений обеим встречным выработкам;
- определяют величины, необходимые для непосредственного выноса в натуру осей проводимых выработок;
- используя полученные величины, выносят в натуру и закрепляют направления в плане и по высоте;
- в процессе проведения выработок осуществляют оперативное маркшейдерское обеспечение: контроль соблюдения заданного направления и паспорта крепления выработок, перенос направлений, пополнение рабочего планового и высотного обоснования по мере подвигания забоев, предупреждение о сближении забоев и т.д.;
- после осуществления сбойки определяют фактическое расхождение осей сбитых выработок путем замыкания ходов

в плане и по высоте с последующим проектированием (графически или аналитически) линейной невязки на ось выработки и на перпендикулярное ей направление.

При проведении выработок одновременно несколькими забоями в зависимости от условий возможны следующие случаи:

- выработку проводят двумя забоями навстречу друг другу;
- забои одной и той же выработки догоняют друг друга (догоняющими забоями);
- выработку проводят одним забоем навстречу другому, в котором горные работы не проводят.

Различают *сбойки по проводнику*, когда выработки проводят, придерживаясь висячего или лежачего бока залежи, и *сбойки без проводника*.

Сбойки без проводника, несмотря на многообразие встречающихся в маркшейдерской практике случаев сбоек, можно разделить на три основных типа:

- *сбойки выработок, проводимые в пределах одной и той же шахты*, т.е. *сбойки выработок, сообщаемых между собой под землей*;
- *сбойки выработок, проводимые между разными шахтами*, т.е. *сбойки выработок, не сообщаемых между собой под землей*;
- *сбойки вертикальных выработок*.

При расчете точности проведения выработок встречными забоями для удобства вычислений используют условную систему координатных осей. При этом различают ответственные и неответственные (свободные) направления: направление по оси сбойки y' ; направление, перпендикулярное к оси сбойки x' ; и в вертикальной плоскости z' .

Ответственными направлениями считаются те, погрешности по которым могут повлиять на технологическое назначение выработки. Допуски в расхождении встречных забоев определяют в каждом конкретном случае исходя из типа сбиваемой выработки и технологии ее эксплуатации. Основным фактором, определяющим необходимую точность сбоек горных выработок, является вид подземного транспорта, причем наиболее жесткие требования предъявляет конвейерный транспорт.

Значение допустимой несбойки указывается до начала работ. Если предвычисленная предельная погрешность смыкания забоев при выбранной методике маркшейдерских работ окажется больше допустимой, маркшейдер должен изменить принятую методику, чтобы вновь предвычисленная предельная погрешность не превышала допустимой.

При проведении выработок по типовым (повторяющимся) схемам расчет ожидаемой ошибки смыкания можно выполнить только один раз, поскольку разрешается использовать предыдущие расчеты.

4.3.2. Сбойки горизонтальных и наклонных выработок, проводимых в пределах одной шахты

Рассмотрим случай, когда между полевыми штреками № 1 и № 2 пройден орт № 1 (рис. 4.10) и по проекту на расстоянии l от него требуется провести орт № 2 встречными забоями между точками A и B .

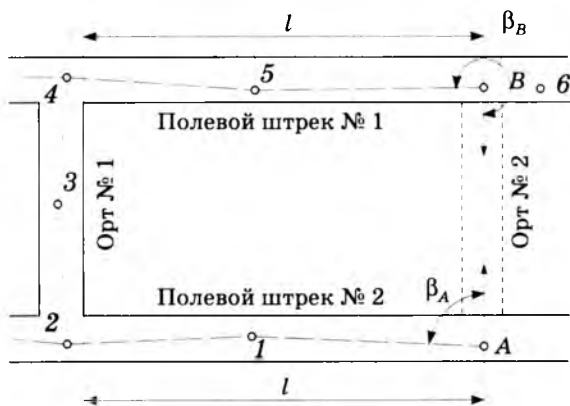


Рис. 4.10. Схема сбойки орта, проводимого встречными забоями

Для этого в первую очередь от концов орта № 1 вдоль обоих штреков откладывают заданное проектом расстояние l и в кровле закрепляют точки A и B . Дальнейшие этапы про-

ведения работ следующие. Между точками A и B , используя существующие маркшейдерские пункты $1, 2, 3, 4$ и 5 , прокладывают полигонометрический разомкнутый ход $A-1-2-3-4-5-B$ с измерением в прямом и обратном направлениях длин сторон и горизонтальных углов между ними. Приняв известные координаты x_1 и y_1 точки 1 и дирекционный угол α_{1-2} направления $1-2$ за исходные, вычисляют дирекционные углы всех сторон, в том числе α_{A-1} и α_{B-5} , и координаты x, y всех вершин хода, в том числе x_A, y_A, x_B, y_B .

Под пунктами A и B отмечают точки A' и B' (в почве выработки), между которыми производят геометрическое нивелирование в прямом и обратном направлениях, и определяют их высотные отметки $z_{A'}$ и $z_{B'}$.

Далее вычисляют углы β_A и β_B и уклон $i_{A'B'} = -i_{B'A'}$ для задания направлений оси сбойки AB (или BA) в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

Для этого сначала определяют дирекционный угол оси сбойки AB :

$$\operatorname{tg} \alpha_{AB} = \frac{y_B - y_A}{x_B - x_A}.$$

Затем вычисляют углы β_A и β_B :

$$\beta_A = \alpha_{AB} - \alpha_{A-1},$$

$$\beta_B = \alpha_{BA} - \alpha_{B-5}$$

и угол оси выработки AB :

$$i_{A'B'} = \frac{z_{B'} - z_{A'}}{l_{AB}},$$

где $l_{AB} = \frac{x_B - x_A}{\cos \alpha_{AB}} = \frac{y_B - y_A}{\sin \alpha_{AB}}$ — горизонтальная проекция расстояния между точками A и B .

После чего производят вынос оси сбойки. Для этого в точке A откладывают горизонтальный угол β_A , а в точке B — горизонтальный угол β_B , по которым задают проводимому орту

с обоих его концов направления в горизонтальной плоскости. Контроль за правильностью проведения орта в вертикальной плоскости осуществляют по вычисленному углу $i_{A'B'}$.

Пример расчета сбойки. Требуется провести встречными забоями уклон между точками $б$ в вентиляционном штреке и $з$ в откаточном (рис. 4.11). Координаты x, y, z точек $з$ и $б$ получены путем прокладки между ними теодолитного хода:

$з$ (6766,096; 1218,934; 10,236);

$б$ (6803,286; 1236,693; -9,964);

$\alpha_{2-3} = 297^\circ 48' 52''$;

$\alpha_{6-5} = 119^\circ 01' 16''$.

Необходимо определить дирекционный угол направления оси сбойки, истинную длину выработки, угол, с которым она должна быть пройдена, а также произвести расчет разбивочных элементов сбойки.



Рис. 4.11. Схема расположения штреков при сбойке

1. По известным координатам точек $з$ и $б$ вычисляем дирекционный угол оси сбойки и проекцию расстояния между точками на горизонтальную плоскость:

$$\operatorname{tg} \alpha_{3-6} = \frac{y_6 - y_3}{x_6 - x_3} = \frac{1236,693 - 1218,934}{6803,286 - 6766,096} = 0,477520,$$

$$\alpha_{3,6} = 25^{\circ}31'32'' \text{ (I четверть),}$$

$$\alpha_{6,3} = \alpha_{3,6} + 180^{\circ} = 205^{\circ}31'32''.$$

2. Определяем горизонтальное проложение расстояния между точками 3 и 6:

$$d_{3,6} = \frac{y_6 - y_3}{\sin \alpha_{3,6}} = \frac{1236,693 - 1218,934}{\sin 25^{\circ}31'32''} = 41,212 \text{ м,}$$

$$d_{3,6} = \frac{x_6 - x_3}{\cos \alpha_{3,6}} = \frac{6803,286 - 6766,096}{\cos 25^{\circ}31'32''} = 41,212 \text{ м,}$$

$$d_{\text{ср}} = 41,212 \text{ м.}$$

3. Определяем разбивочные углы в точках 3 и 6:

$$\beta_3 = \alpha_{3,6} + 360^{\circ} - \alpha_{2,3} = 25^{\circ}31'32'' + 360^{\circ} - 297^{\circ}48'52'' = 82^{\circ}42'40'',$$

$$\beta_6 = \alpha_{6,3} - \alpha_{6,5} = 205^{\circ}31'32'' - 119^{\circ}01'16'' = 86^{\circ}30'16''.$$

4. Определяем уклон:

$$i_{6,3} = \text{tg } \delta_{6,3} = \frac{z_3 - z_6}{d_{6,3}} = \frac{10,236 - (-9,964)}{41,212} = 0,490148$$

и угол наклона оси выработки:

$$\delta = 26^{\circ}06'42''.$$

5. Определяем наклонную длину выработки:

$$D_{3,6} = \frac{d_{3,6}}{\cos \delta} = \frac{41,212}{\cos 26^{\circ}06'42''} = 45,896 \text{ м.}$$

Итак, после прохождения уклона на 4–5 м устанавливаем теодолиты в точках 3 и 6 и задаем направление оси сбойки в горизонтальной плоскости при помощи углов β_3 и β_6 . Направление сбойки закрепляем тремя отвесами. Проектный угол контролируем нивелированием почвы пройденной выработки.

Для обеспечения проходки выработок встречными забоями производят предварительную оценку точности смыкания забоев.

Пример расчета ожидаемой погрешности смыкания встречных забоев при прохождении панельного транспортного штрека. Для обеспечения сбойки определяют соединительный полигон (рис. 4.12), представляющий собой систему урavnенных теодолитных ходов,

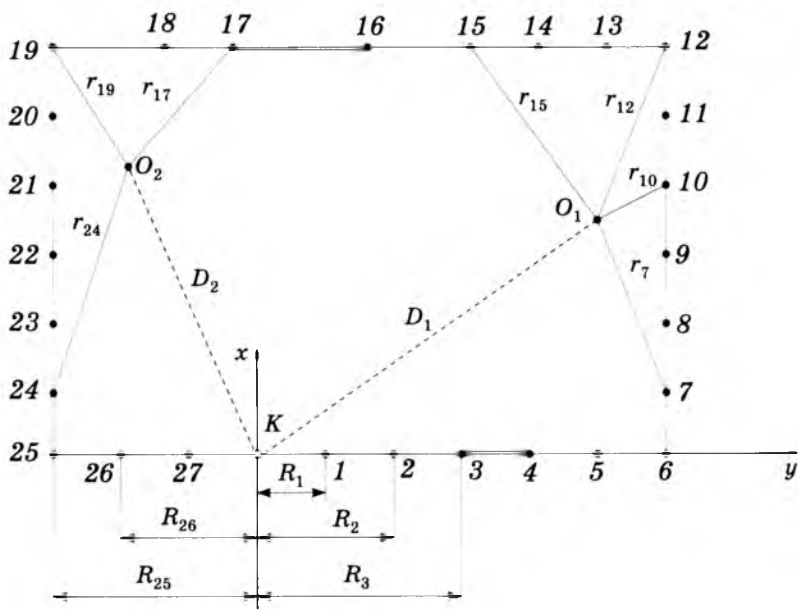


Рис. 4.12. Схема соединительного полигона в пределах одной шахты с тремя гиросторонами

угловые и линейные измерения в которых производились согласно инструкции для опорных сетей. Измерения длин сторон проведены с помощью стальной компарированной рулетки.

Ожидаемая точка встречи забоев — K , ответственное направление, перпендикулярное к оси штрека, — K_x . Допустимое расхождение встречных забоев — 0,4 м.

1. Вычисляем общую среднюю квадратическую погрешность смыкания забоев по ответственному направлению в плане:

$$M_x^2 = \frac{m_\beta^2}{2\rho^2} \sum R_{y_i}^2 + \frac{\mu}{2} \sum S_i \cdot \cos^2 \alpha_i, \quad (4.6)$$

где m_β — средняя квадратическая погрешность измерения горизонтальных углов; R_{y_i} — проекция на ось y расстояния от точки K до всех пунктов соединительного полигона (определяется графически с плана); S_i — длина стороны соединительного полигона; α_i — дирекционный угол стороны соединительного полигона; μ — коэффициент влияния случайных погрешностей измерения длин сторон; $\rho = 206265''$ — значение угла 1 радиан (в секундах).

В рассматриваемом примере $m_\beta = 15''$; $\sum R_{y_i}^2 = 11405250$ м;

$$\sum S_i \cdot \cos^2 \alpha_i = 1975 \text{ м}; \mu = 0,001.$$

Подставив эти значения в формулу (4.6), получим:

$$M_x^2 = 0,031146 \text{ м}^2, M_x = 0,177 \text{ м}.$$

2. Определяем ожидаемую погрешность смыкания забоев:

$$M_{\text{ож}} = kM_x, \quad (4.7)$$

где k — коэффициент нормального распределения, зависящий от принятой доверительной вероятности p_0 .

При выборе коэффициента k следует иметь в виду, что завышение его значения приведет к необходимости повышения точности измерений, главным образом за счет применения более сложных приборов и трудоемких методов, а занижение — к повышению степени риска.

В маркшейдерской практике при предварительном анализе точности сбоек, проводимых на горнодобывающих предприятиях, обычно принимают $k = 3$, что соответствует доверительной вероятности $p_0 = 0,9972$. При таком значении k вероятность фактического несоблюдения критерия оценивается одним случаем из 350 испытаний. Для особо ответственных работ устанавливают $k = 4$, что соответствует доверительной вероятности $p_0 = 0,99994$, или степени риска — один неблагоприятный случай из 15 000 испытаний.

Для условий примера ожидаемая погрешность смыкания забоев

$$M_{\text{ож}} = 3M_x = 0,53 \text{ м},$$

что превышает установленный допуск — 0,4 м.

Чтобы обеспечить смыкание забоев в пределах допустимого расхождения, целесообразно уменьшить влияние погрешностей угловых измерений, разделив соединительный полигон на секции гиросторонами 3-4, 16-17, 24-25, и погрешностей измерений длин, используя светодальномер вместо стальной компарированной рулетки. На гиросторонах измеряют гиросприборами дирекционные углы. Оптимальным в смысле накопления ошибок определения положения пунктов является приблизительно равномерное размещение гиросторон по всей сети.

Отметим, что при включении одной гиростороны в полигон, соединяющий оба забоя, увеличиваются затраты на выполнение гироскопического ориентирования*, а точность смыкания забоев не повышается. При использовании двух гиросторон повышения точности смыкания забоев по оси x может не произойти, если гиростороны разместить так, что центр тяжести точек секции хода, расположенной между ними,

* Гироскопическое ориентирование рассмотрено в 5.5.

окажется вблизи ответственного направления K_x . Для повышения точности сбойки и уменьшения объемов измерений надо вводить не менее трех гиристорон. Их расположение в ходе должно обеспечивать минимальные проекции на ось y получаемых при этом расстояний r_i и R_i .

Для схемы хода в данном примере такому требованию соответствуют размещение трех гиристорон на линиях 3-4, 16-17 и 24-25. В более сложных по конфигурации сетях оптимальное расположение гиристорон определяется из нескольких вариантов.

3. После повторного распределения угловых невязок в каждой секции поровну и повторного измерения при помощи светодальномера длин сторон 19-20, 20-21, 21-22, 22-23, 23-24, 6-7, 7-8, 8-9, 9-10, 10-11, 11-12 среднеквадратическую погрешность смыкания забоев вычисляем по формуле

$$M_x^2 = \frac{m_b^2}{\rho^2} \left(\sum r_{y_i}^2 + \frac{1}{2} \sum R_{y_i}^2 \right) + \frac{1}{\rho^2} \sum m_{\alpha_i}^2 \cdot D_{y_i}^2 + \frac{1}{2} \sum m_s^2 \cdot \cos^2 \alpha_i, \quad (4.8)$$

где r — проекция на ось y расстояний от центра тяжести секций, опирающейся на гиристороны, до каждого из пунктов этой секции; R_{y_i} — проекция на ось y расстояния от каждого пункта секции, опирающейся на точку K , до точки K ; m_{α_i} — средняя квадратическая погрешность определения дирекционного угла гиристорон; D_{y_i} — проекция на ось y расстояния от центра тяжести секции, опирающейся на гиристороны, до точки K ; m_s — средняя квадратическая погрешность измерения светодальномером длины стороны соединительного полигона.

Определяем координаты центров тяжести секции:

$$x_{ц.т} = \sum \frac{x}{n}, \quad y_{ц.т} = \sum \frac{y}{n},$$

где x, y — координаты пунктов секции, опирающейся на гиристороны; n — число пунктов хода.

Значения величин r_{y_i} , R_{y_i} и D_{y_i} находят графически. Для рассматриваемого примера получили: $\sum r_{y_i}^2 = 986400$, $\sum R_{y_i}^2 = 775975$; $D_{y_i}^2 = 600625$; $D_{\mu_2}^2 = 202500$. Среднюю квадратическую погрешность определения дирекционных углов гиристорон принимают равной $20''$, среднюю квадратическую погрешность измерения длины — 10 мм.

Подставив эти значения в формулу (4.8), получим:

$$M_x^2 = 0,015419 \text{ м}^2, \quad M_x = 0,124 \text{ м}.$$

Ожидаемая погрешность

$$M_{ож} = 3M_x = 0,372 \text{ м},$$

что не превышает допустимого расхождения.

Теперь рассмотрим случай задания направления встречными и догоняющими забоями (рис. 4.13).

Имеется действующий бремсберг I-II-III и штреки III-A, II-C, I-B. Бремсберг ACB — проектируемый, проводится одновременно из точек A, B и C в направлениях, указанных стрелками.

Будем использовать условную и общерудничную систему координат. В первом варианте на осях существующего бремсберга закладывают три постоянных знака I, II и III. Совмещают ось x' с осью бремсберга и принимают за начало условной системы координат точку I. Допустим, что при проходке бремсберга ACB приняты следующие условия:

- ось бремсберга должна быть параллельна оси действующего бремсберга;
- расстояние между осями бремсбергов должно быть L (в м).

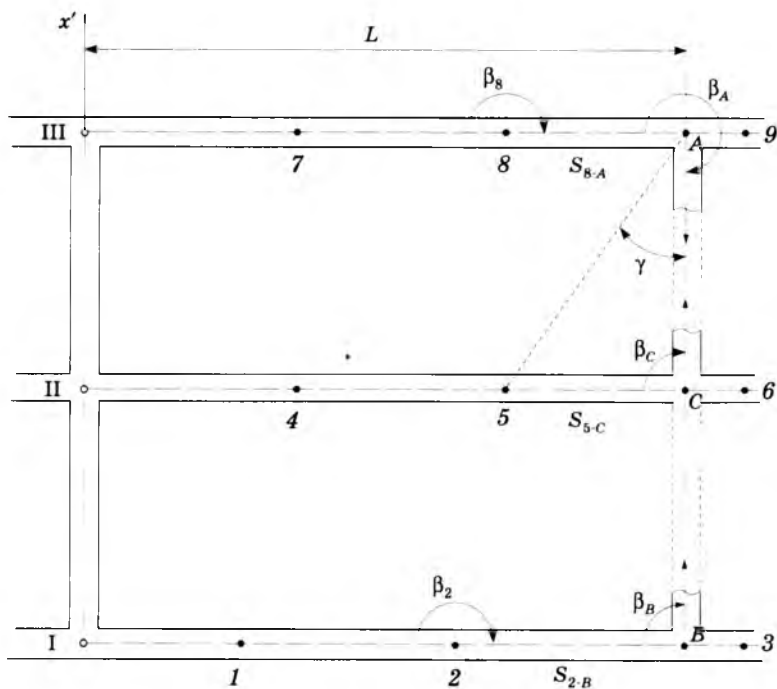


Рис. 4.13. Схема сбойки бремсберга, проводимого встречными и догоняющими забоями

На штреках от пунктов I, II и III прокладывают теодолитные ходы: I-1-2-3; II-4-5-6; III-7-8-9. Затем вычисляют условные координаты y_2, y_5, y_8 и условные дирекционные углы $\alpha_{2-3}, \alpha_{5-6}, \alpha_{8-9}$. Горизонтальные проложения длин сторон определяют следующим образом:

$$S_{2-B} = \frac{L - y_2}{\sin \alpha_{2-3}},$$

$$S_{5-C} = \frac{L - y_5}{\sin \alpha_{5-6}},$$

$$S_{8-A} = \frac{L - y_8}{\sin \alpha_{8-9}},$$

так как $y_A = y_C = y_B = L$.

Углы $\beta_B, \beta_C, \beta_A$ вычисляют по формулам

$$\beta_B = 360^\circ - (\alpha_{2-3} + 180^\circ),$$

$$\beta_C = 360^\circ - (\alpha_{5-6} + 180^\circ),$$

$$\beta_A = 360^\circ - \alpha_{8-9},$$

так как ось проектируемого бремсберга BA параллельна оси действующего.

Для решения рассматриваемой задачи в общерудничной системе координат допустим, что на действующем бремсберге сохранились три постоянных маркшейдерских знака I, II и III. От них по штрекам проложены теодолитные ходы и определены общерудничные координаты подходных пунктов 2, 5 и 8, а также дирекционный угол α_{5-6} . Затем по плану определяют общерудничные координаты точек A и B . Для задания в натуре этих точек необходимо определить углы β_2, β_8 и горизонтальные проложения S_{2-B} и S_{8-A} . С этой целью предварительно находят дирекционные углы $\alpha_{2-B}, \alpha_{8-A}$ и α_{AB} , а также горизонтальные проложения S_{2-B} и S_{8-A} . Потом получают углы $\beta_2, \beta_8, \beta_A$ и β_B .

Для задания точки C следует предварительно вычислить ее координаты. Решив треугольник $5AC$, получим горизонтальное проложение:

$$S_{5-C} = \frac{S_{5-A} \sin \gamma}{\sin \beta_C},$$

где S_{5-A} определяется из решения обратной геодезической задачи, а углы γ и β_C из выражений

$$\begin{aligned} \gamma &= \alpha_{5-A} - \alpha_{BA}, \\ \beta_C &= \alpha_{BA} - (\alpha_{5-6} \pm 180^\circ). \end{aligned}$$

Из приведенных примеров видно, что точность сбойки выработок, проводимых в пределах одной шахты, в основном зависит от точности измерения углов и длины сторон теодолитного хода.

Итак, для обеспечения проходки выработок встречными забоями производят предварительную оценку точности их смыкания. Предрасчет точности смыкания забоев может не производиться, если параметры соединительного полигона, обеспечивающего съёмку и проходку встречных забоев, соответствуют приведенным в табл. 4.1.

Если есть необходимость в повторном расчете предварительной оценки точности смыкания забоев, то применяют более точные методы работ и более точные маркшейдерские приборы (определение гиросторон, измерение линий светодальномером и т.п.), а иногда увеличивают количество наблюдений для тех видов работ, которые определяют величину общей ожидаемой погрешности смыкания.

Устанавливаемая проектом методика выполнения маркшейдерских работ определяет периодичность проложения контрольных ходов, методику выполнения маркшейдерских измерений, минимальное расстояние между забоями при задании окончательного направления, время и форму извещения маркшейдерской службой главного инженера рудника о предстоящей сбойке.

Таблица 4.1

**Параметры соединительного полигона, позволяющие
не производить предрасчет точности смыкания забоев**

Допустимое расхождение забоев в плане, м	Средняя квадратическая ошибка измерения горизонтальных углов, с	Средняя длина линий соединительного полигона, м	Максимальная длина соединительного полигона, м
0,1	15	50	0,8
		70	0,9
		100	1,1
	30	50	0,6
		70	0,6
		100	0,7
0,3	15	50	1,4
		70	1,6
		100	1,9
	30	50	1,0
		70	1,1
		100	1,3
0,5	15	50	1,9
		70	2,2
		100	2,6
	30	50	1,3
		70	1,5
		100	1,7
0,7	15	50	2,4
		70	2,7
		100	3,2
	30	50	1,5
		70	1,8
		100	2,1

Окончание табл. 4.1

Допустимое расхождение забоев в плане, м	Средняя квадратическая ошибка измерения горизонтальных углов, с	Средняя длина линий соединительного полигона, м	Максимальная длина соединительного полигона, м
1,0	15	50	2,9
		70	3,4
		100	4,0
	30	50	1,9
		70	2,2
		100	2,6

Примечания: 1. Промежуточные значения определяются методом интерполяции.

2. Допустимое расхождение забоев в плане дано для ожидаемой погрешности $3M_x$.

При сближении встречных забоев на расстояние 100–120 м маркшейдерская служба рудника обязана письменно, через Книгу маркшейдерских указаний, информировать главного инженера рудника и начальника горного участка об оставшемся расстоянии между встречными забоями, указав при этом фактическое положение забоя каждой проходимой выработки относительно пунктов маркшейдерской сети. После каждого продления направления проходимых выработок такая информация повторяется на имя начальника участка.

После смыкания забоев измеряют полученное расхождение, замыкают ход и вычисляют невязки. Данные о результатах сбойки заносят в журнал вычисления координат.

4.3.3. Сбойки горизонтальных и наклонных выработок, не сообщающихся между собой

Рассмотрим маркшейдерские работы при проведении встречными забоями квершлага между двумя вертикальными стволами шахт № 1 и № 2 (рис. 4.14), один из которых (ствол № 1)

пройден до проектного горизонта и имеет околоствольный двор, а другой (ствол № 2) находится в стадии проходки.

Вначале определяют проектную отметку расщелины околоствольного двора Z'_{R_5} и величину углубки ствола h шахты № 2 в такой последовательности.

□ Закладывают реперы R_1 и R_2 на поверхности, репер R_3 в околоствольном дворе шахты № 1, репер R_4 в стенке ствола шахты № 2 вблизи забоя.

□ Прокладывают замкнутый ход геометрического нивелирования между реперами R_1 и R_2 , определяют их отметки Z_{R_1} и Z_{R_2} .

□ Передают высотные отметки с поверхности на реперы R_3 и R_4 и определяют их отметки Z_{R_3} и Z_{R_4} (маркшейдерские работы, связанные с передачей отметки с поверхности в шахту, рассмотрены в 5.6).

□ Передают от репера R_3 отметку на плиту, расположенную в околоствольном дворе шахты № 1, и определяют отметку Z'_3 . По отметке Z'_3 , проектной длине квершлага l и его проектному уклону i вычисляют отметку Z'_5 плиты в околоствольном дворе шахты № 2:

$$Z'_5 = Z'_3 + il.$$

□ Вычисляют величину углубки ствола шахты № 2:

$$h = Z_{R_4} - Z'_{R_5}.$$

Далее после углубки ствола шахты № 2 на величину h и расщелины ее околоствольного двора производят ориентирование обеих шахт. Для этого между подходными пунктами 1 и 2 на поверхности шахты № 1 и пунктами 4 и 3 на поверхности шахты № 2 прокладывают замкнутый полигонометрический ход, привязанный к ближайшим пунктам опорной сети, определяют координаты x , y этих пунктов и дирекционные углы α_{1-2} и α_{3-4} .

Через стволы шахт № 1 и № 2 производят ориентирование (см. 5.3 и 5.4), в результате чего определяют координаты x , y пунктов 5, 6 и 7 и дирекционный угол α_{6-7} стороны в околоствольном дворе шахты № 1, а также координаты x , y пунк-

Отложив при точках 7 и 10 углы β_1 и β_2 и закрепив по отложенным направлениям по три точки, маркшейдер указывает проходчикам направление оси встречных забоев квершлага в горизонтальной плоскости. Направление в вертикальной плоскости задается по проектному уклону i квершлага. По мере проходки маркшейдер производит съемку пройденных частей квершлага, в случае необходимости корректирует направление оси выработки и осуществляет контроль за правильностью проведения квершлага согласно заданному направлению.

При размещении гиросторон в ходах, соединяющих забой встречных выработок, целесообразно учитывать следующие положения, которые применимы для сбоек, проводимых как в пределах одной шахты, так и из разных шахт:

□ влияние на точность сбойки погрешностей горизонтальных углов, измеренных в выработках, расположенных нормально к ответственному направлению K_x , можно уменьшить увеличением числа гиросторон, размещаемых в этих выработках;

□ влияние на точность сбойки погрешностей горизонтальных углов, измеренных в выработках, расположенных параллельно ответственному направлению K_x , можно полностью исключить размещением двух гиросторон в начале и в конце этих выработок.

При сбояках в пределах одной шахты наиболее целесообразно для повышения точности и уменьшения объемов измерений вводить в полигон три гиростороны и более. Приведем оптимальное расположение гиросторон α_1 , α_2 и α_3 (рис. 4.15, а). В этом случае одну гиросторону α_1 целесообразно располагать на противоположной выработке вблизи оси x , а две другие — α_2 и α_3 — примерно в середине каждой сбиваемой выработки. При такой схеме расположения трех гиросторон введение дополнительных гиросторон α_4 и α_5 на участках AC и BD не вызывает значительного повышения точности сбоек. Вместе с тем соответствующее расположение дополнительных гиросторон α_4 , α_5 , α_6 и α_7 (рис. 4.15, б) позволит полностью исключить влияние на точность сбойки погрешностей гори-

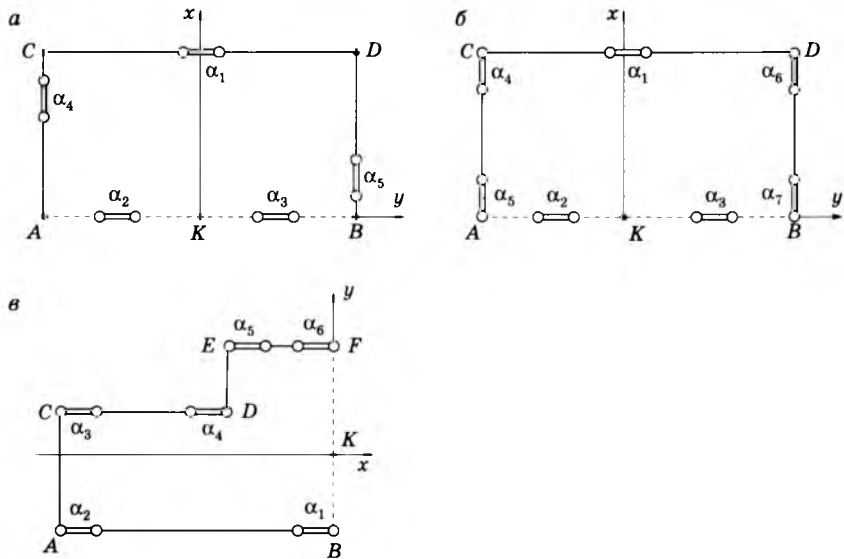


Рис. 4.15. Схемы размещения гиросторон при сбоях

горизонтальных углов, измеренных на участках AC и BD , и уменьшить влияние погрешностей горизонтальных углов, измеренных на участках AB и CD .

В более общей схеме (рис. 4.15, в) гиростороны α_1 , α_2 , α_3 , α_4 , α_5 и α_6 полностью исключают влияние погрешностей горизонтальных углов, измеренных на участках полигона AB , CD и EF , на точность сбоек. Помимо этого, примерно в два раза уменьшается влияние погрешностей горизонтальных углов участков AC и DE .

Следует отметить, что введение гиросторон эффективно только после распределения (уравнивания) угловых невязок в секциях полигона, расположенных между гиросторонами.

4.3.4. Сбойки вертикальных выработок

Представим, что на поверхности требуется указать место заложения центра вертикального шурфа O , проходка которого должна быть осуществлена с условием соединения его оси

с определенной точкой, например точкой 9, подземной выработки (рис. 4.16).

В подземной выработке точку 9 включают в полигонометрический ход 5-6-7-8-9. Измерив горизонтальные углы и длины сторон этого хода, вычисляют координаты точки 9 ($x; y$).

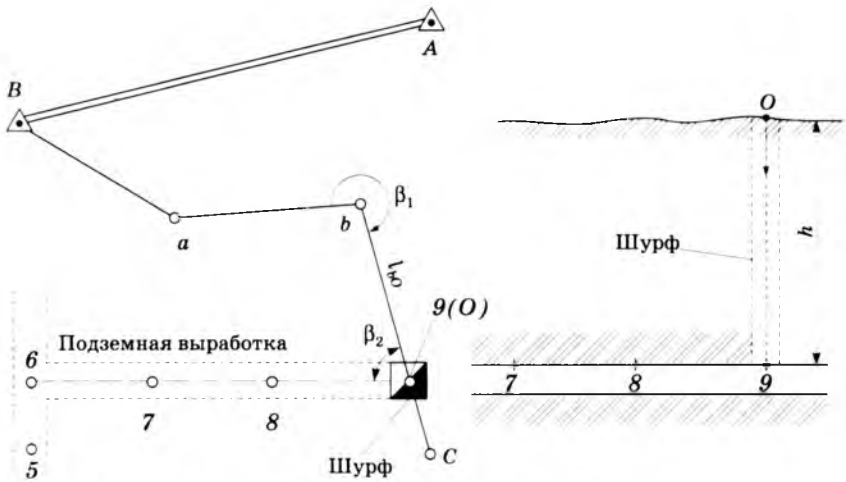


Рис. 4.16. Схема сбойки шурфа с подземной выработкой

На земной поверхности, начиная с пункта B опорной сети, прокладывают полигонометрический ход Bab таким образом, чтобы точка b была расположена вблизи предполагаемого места закладки шурфа. По результатам измерений и вычислений определяют координаты точки $b(x; y)$ и дирекционный угол α_{ba} стороны ba .

Учитывая, что согласно заданным условиям координаты центра шурфа O равны координатам подземного пункта 9, т.е. $x_O = x_9$ и $y_O = y_9$, по известным координатам точек b и $9(O)$ вычисляют дирекционный угол $\alpha_{bO} = \alpha_{b,9}$ и горизонтальную проекцию $l_{bO} = l_{b,9}$ линии bO :

$$\operatorname{tg} \alpha_{bO} = \operatorname{tg} \alpha_{b,9} = \frac{y_9 - y_b}{x_9 - x_b},$$

$$l_{bO} = l_{b-g} = \frac{y_g - y_b}{\sin \alpha_{bO}} = \frac{x_g - x_b}{\cos \alpha_{bO}},$$

а затем горизонтальный угол β_1 .

В точке b на поверхности устанавливают теодолит и от направления ba по часовой стрелке откладывают рассчитанный угол β_1 . По полученному направлению визирной линии трубы выставляют вежу в точке C и, отметив горизонтальное расстояние l_{bO} , получают искомый центр O проводимого шурфа. Для определения направления одной из осей шурфа на поверхности в точке O откладывают вычисленный угол β_2 .

Глубину шурфа определяют по разности отметок точек O и g , т.е. $h = z_O - z_g$.

В процессе проведения шурфа маркшейдер осуществляет контроль за соблюдением вертикальности его оси и размеров проектного поперечного сечения.

Работы при проведении

4.4. наклонных шахтных стволов

Для проведения наклонных шахтных стволов на поверхности строят здания и сооружения, монтируют необходимое горнопроходческое оборудование, так же как при строительстве вертикального ствола. Специфической особенностью подготовительных работ при проведении наклонных стволов является проходка устья и возведение поверхностного комплекса.

Форма и размеры устья соответствуют форме и размерам ствола. Форма поперечного сечения ствола может быть арочной, прямоугольно-сводчатой, трапецевидной, круглой. Технология работ при проходке устья зависит от его длины, угла наклона ствола и крепости пород. Обычно устье проходят до коренных пород. На полную длину устье крепят монолитным бетоном или железобетоном, реже сборным железобетоном.

При углах наклона ствола до 45° устье обычно строят открытым способом, свыше 45° — подземным способом, аналогично проходке устьев вертикальных стволов.

При *строительстве устья открытым способом* первоначально отрывают котлован, ширина которого понизу равна ширине ствола. Затем в котловане снизу вверх возводят постоянную крепь и засыпают ее породой, полученной при отрывке котлована. Для предотвращения проникновения в ствол поверхностных вод производят гидроизоляцию постоянной крепи от насыпного грунта, а на поверхности устанавливают водоотливные каналы.

Выемку мягких пород в котловане производят драглайнами, скреперами, экскаваторами типа механической лопаты, грейферами. Крепкие породы перед выемкой разрыхляют буровзрывным способом.

В недостаточно устойчивых породах бортам котлована придают уклон до 45° (рис. 4.17, а), в более устойчивых — более крутые, в крепких — откосы могут быть вертикальными (рис. 4.17, б). В весьма неустойчивых породах (в обводненных песках, плывунах и т.п.) котлован разрабатывают с применением шпунтовой забивной крепи.

После окончания строительства устья возводят надшахтное здание, наклонную эстакаду, заканчивают строительство других зданий и сооружений и приступают к проведению ствола подземным способом.

Основными элементами геометрической схемы наклонного ствола являются центр и оси ствола, ось подъема.

Осями наклонного ствола называют две прямые, одна из которых направлена вдоль ствола (главная ось наклонного ствола) и совпадает с осью симметрии его горизонтального сечения, а другая перпендикулярна к первой и ее положение относительно поперечного сечения ствола задается проектом.

Центром наклонного ствола называется точка пересечения осей ствола.

Ось подъема наклонного ствола — это прямая, параллельная главной оси ствола и совпадающая с осью однопутного пути или серединой расстояния между осями двухпутного пути в стволе.

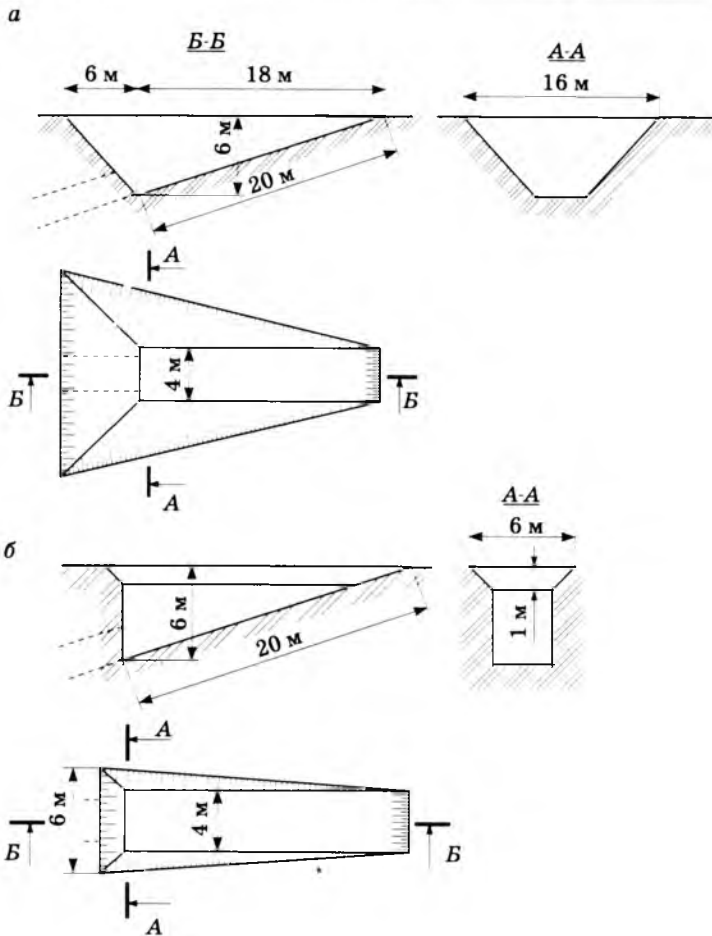


Рис. 4.17. Схемы проходки устья наклонных стволов

Исходные материалы для выполнения разбивочных работ при проведении наклонного ствола:

- план, продольный и поперечные разрезы ствола;
- план и разрезы участков сопряжений ствола с основными горизонтами;
- координаты центра, дирекционный угол и угол наклона главной оси ствола.

Проходка наклонного ствола обычно ведется по плану. Необходимым условием является совпадение направления главной оси ствола с направлением падения пласта. Если пласт в предусмотренном проекте месте выходит на поверхность, то разбивку центра и осей ствола производят по данным проекта методом, описанным в 2.1. Если же пласт выходит под наносы значительной мощности, то до начала разбивки центра и главной оси ствола необходимо уточнить элементы залегания пласта на данном участке путем проходки контрольных скважин, расположенных в основном вдоль главной оси ствола.

При разбивке осей ствола на земной поверхности необходимо иметь в виду, что осевые пункты, расположенные в висячем боку пласта, подвержены опасности смещения из-за сдвижения горных пород в процессе проходки начальной части наклонного ствола. Учитывая это обстоятельство, осевые пункты в висячем боку закладывают временно и закрепляют осевые пункты только в лежащем боку пласта.

При сооружении устья наклонного ствола по пологому пласту сначала производят выемку грунта из котлована до глубины, ниже которой наносные образования или коренные породы достаточно устойчивы. Значительный участок ствола, начиная от его устья, проходят открытым способом.

Для разбивки котлована на главной оси отмечают точку T в забое устья ствола (рис. 4.18). Затем от главной оси ствола осуществляют разбивку верхних бровок котлована и производят земляные работы до достижения проектной глубины котлована.

По мере выемки грунта из котлована производят трассирование его продольной оси, совпадающей по направлению с главной осью ствола и составляющей с горизонтом заданный проектом угол наклона δ .

По окончании земляных работ в котловане возводится постоянная крепь наклонного ствола. Контроль за соблюдением проектного сечения и надлежащего расположения крепи осуществляется от оси ствола.

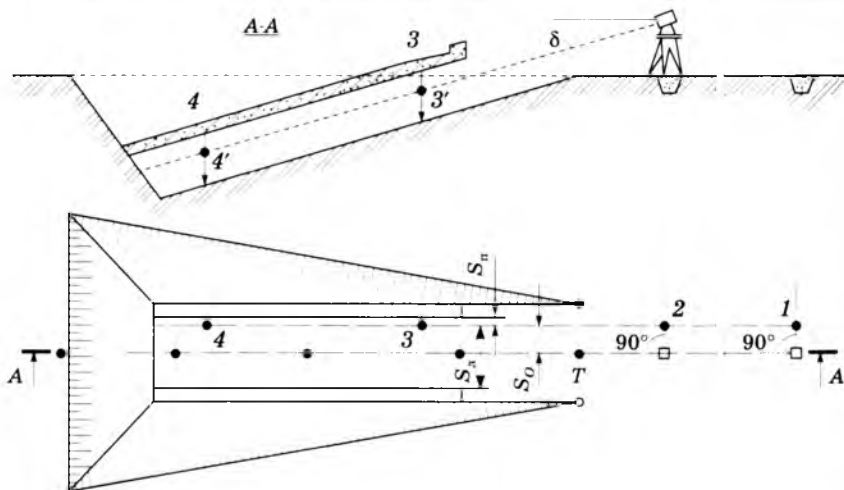


Рис. 4.18. Схема задания направления продольной оси наклонного ствола при пологом залегании пласта

После возведения крепи на начальном участке ствола и засыпки ее грунтом производят разбивку и закрепление направления ствола — *оси трассирования*. Точки оси трассирования ствола располагают обычно вблизи одной из стенок ствола на расстоянии S_n , равном длине консоли для теодолита. Задав S_n и S_d и вычислив расстояние S_o между главной осью ствола и осью трассирования, переносят это расстояние в натуру от осевых точек по перпендикуляру к оси ствола и закрепляют точки 1 и 2.

Для перенесения оси трассирования на закрепленный участок ствола теодолит устанавливают в точку 2, откладывают от направления 2-1 угол 180° и получают требуемое направление, по которому закрепляют маркшейдерские точки 3 и 4 в кровле ствола. Затем зрительную трубу теодолита устанавливают в такое положение, при котором угол наклона визирной линии равен проектному углу наклона δ наклонного ствола. На шнурах отвесов, подвешенных к точкам 3 и 4, отмечают точки пересечения шнуров с визирной линией трубы — 3' и 4' — и измеряют расстояние от этих точек до маркшейдерских пунктов 3 и 4.

Дальнейшие маркшейдерские работы по проходке наклонного ствола в основном аналогичны работам при проведении наклонных горных выработок (см. 4).

Последовательность проведения маркшейдерских работ при сооружении наклонного ствола с крутым углом залегания пласта следующая.

Сначала выносят в натуру центр и оси ствола. Затем устанавливают над устьем ствола раму-шаблон 1, изготовленную в соответствии с проектными размерами поперечного сечения ствола, горизонтально (рис. 4.19, а) или перпендикулярно (рис. 4.19, б) к направлению главной оси ствола.

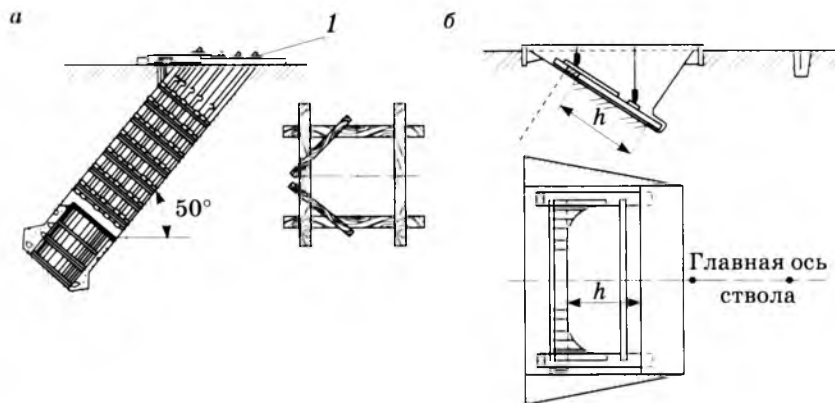


Рис. 4.19. Установка рамы-шаблона при проходке наклонного ствола при крутом залегании пласта:
а — горизонтально к направлению главной оси ствола;
б — перпендикулярно

Контроль положения рамы-шаблона осуществляют относительно центра и осей ствола, закрепленных на поверхности. После проходки ствола на глубину первого звена и установки временной крепи в стволе переносят и закрепляют направления трассирования ствола временными точками. После возведения постоянной крепи в устье ствола направления трассирования вновь переносят и закрепляют постоянными маркшейдерскими знаками. Дальнейшие работы сводятся

к контролю за соблюдением проектного направления главной оси ствола в горизонтальной и вертикальной плоскостях, а также размеров поперечного сечения ствола.

Работы при проведении

4.5. околоствольных выработок

Вертикальные стволы на различных глубинах сопрягаются с горизонтальными выработками и камерами околоствольных дворов.

Сопряжение — это горизонтальная выработка околоствольного двора, примыкающая к стволу. Работы по строительству сопряжений с горизонтальными выработками и камерами околоствольного двора называют *рассечкой околоствольного двора*.

Околоствольный двор представляет собой совокупность горных выработок, образующих главный подземный транспортный узел шахты (рудника), и зоны размещения некоторых общешахтных производственных служб (камеры ожидания, водосборник, медпункт, насосная, электростанция и т.п.).

Для разбивки сопряжений за 10–20 м до проектной отметки околоствольной выработки Z_n закладывают репер R и определяют его отметку Z_R (рис. 4.20).

Затем по известной проектной Z_n отметке почвы рассечки определяют превышение $h = Z_R - Z_n$ от репера до горизонта сопряжения с околоствольным двором.

Направление околоствольной выработке задают, используя два осевых (боковых) отвеса, опускаемых с поверхности или с осевых точек (скоб), закрепленных в стенке опорного венца выше горизонта рассечки. При использовании боковых отвесов, опускаемых с поверхности, проверяют, не касаются ли они стенок ствола или оборудования в стволе. Принимают меры к уменьшению колебаний отвеса (помещают груз отвесов в успокоители, выключают вентиляторы или уменьшают скорость воздушной струи).

Более удобной для задания направления сопряжения является предварительная разбивка осевых точек на скобах, закрепляемых несколько выше горизонта рассечки. Осевые точки на скобах фиксируют при помощи боковых отвесов, опускаемых с поверхности. Правильность разбивки осевых точек на скобах проверяется по центральному отвесу. Центральный отвес должен быть в створе осевых точек.

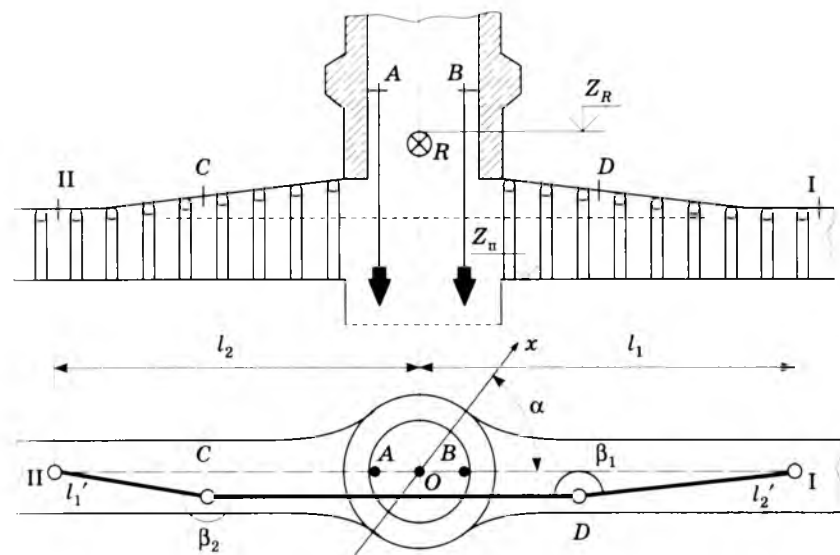


Рис. 4.20. Схема рассечки околоствольного двора и перенесение оси ствола

Итак, по окончании проходки ствола до проектной глубины на опорном венце закрепляют осевые скобы *A* и *B*. Створ осевых отвесов *A* и *B* фиксирует направление оси ствола на горизонте рассечки. Проведение околоствольных выработок по направлению, заданному для рассечки сопряжения по проходческим отвесам, допускается на расстоянии не более 20 м. Дальнейшую проходку околоствольных выработок производят только после закладки пунктов и реперов подземной маркшейдерской опорной сети, их ориентировки и контроль-

ной передачи высотной отметки (см. в 5). В результате этого на горизонте расщелины закрепляют исходные маркшейдерские пункты C и D , определяют их координаты и дирекционный угол α_{CD} исходного направления.

В отдельных случаях проходка выработок неполным сечением по проходческим отвесам может производиться на большее расстояние, если при этом расчетное (ожидаемое) отклонение выработки от проектного положения удовлетворяет заданному условию на проходку, что должно быть подтверждено соответствующим расчетом, утвержденным главным инженером горного предприятия.

По результатам ориентировки необходимо вынести в натуру и закрепить постоянными маркшейдерскими знаками проектную ось сопряжения ствола с околоствольным двором в пройденной части выработок.

Положение точек I и II проектной оси сопряжения (см. рис. 4.20) предварительно намечают на плане, на котором измеряют расстояния l_1 и l_2 от центра ствола O . По значениям l_1 и l_2 , известным координатам x_O и y_O центра ствола и дирекционному углу α оси ствола вычисляют координаты точек I и II:

$$x_I = x_O + l_1 \cos \alpha, \quad y_I = y_O + l_1 \sin \alpha;$$

$$x_{II} = x_O + l_2 \cos (\alpha + 180^\circ), \quad y_{II} = y_O + l_2 \sin (\alpha + 180^\circ).$$

По координатам точек I, II, C и D решением обратной геодезической задачи вычисляют дирекционные углы α_{D-I} и α_{C-II} , а также расстояния l'_1 и l'_2 .

Затем определяют горизонтальные углы β_1 и β_2 :

$$\beta_1 = \alpha_{D-I} - \alpha_{DC},$$

$$\beta_2 = \alpha_{C-II} - \alpha_{CD}.$$

Точки I и II выносят в пройденную часть выработки от точек D и C полярным способом по углам β_1 и β_2 и расстояниям l и l'_2 . Закрепив точки I и II, получают направление оси ствола, от которого и задают направление выработкам околоствольного двора в горизонтальной плоскости в соответствии с проектом.

Задание этим выработкам направления в вертикальной плоскости осуществляют от исходного репера, закрепленного в околоствольном дворе вблизи ствола шахты, отметка которого получена путем передачи отметки Z от репера, расположенного на поверхности шахты. Методы задания направления выработкам в горизонтальной и вертикальной плоскостях см. в 4.1 и 4.2.

Для получения исходных данных при задании направления выработкам в горизонтальной плоскости проектный план выработок околоствольного двора привязывают к исходным пунктам I , II , C и D , вычислив дирекционные углы направлений осей прямолинейных участков выработок и координаты x и y начальных, промежуточных и конечных точек кривых.

Задание направлений выработкам в вертикальной плоскости осуществляют по проектным отметкам характерных точек и уклонам выработок.

Заданию направления проходки околоствольных выработок должна предшествовать увязка проектного полигона околоствольного двора для проверки правильности размеров горных выработок, указанных на проектном плане, а также для получения исходных данных для выноса в натуру характерных точек осей проектируемых горных выработок и их направлений.

При проверке проекта участка околоствольных выработок на концах прямолинейных участков осей выработок намечают точки полигона 1-6 (рис. 4.21, *а*), криволинейные участки 1-6, 5-4 и 3-2 обходят по граничным радиусам, т.е. центры O_1 , O_2 , O_3 круговых кривых с центральными углами φ_1 , φ_2 и φ_3 тоже входят в замкнутый полигон.

Выбирают условную систему координат с центром в точке 1 ($x_1 = 0$; $y_1 = 0$) и дирекционным углом первой стороны $\alpha_{1-2} = 0$ (рис. 4.21, *б*). Вычисляют для пунктов полигона левые по ходу горизонтальные углы β при условии, что граничные радиусы перпендикулярны прямолинейным участкам осей выработок. Исходные данные, а также горизонтальные углы

и длину сторон записывают в ведомость вычисления координат. При этом должны выполняться следующие условия:

$$\Sigma\beta - 180^\circ(n + 2) = 0 \text{ — для внешних углов;}$$

$$\Sigma\beta - 180^\circ(n - 2) = 0 \text{ — для внутренних углов.}$$

Если одновременно с проверкой проекта подготавливают исходные данные для вынесения осей выработок в натуру, то в проектный полигон вместо центров круговых кривых включают концы хорд, построенных на криволинейном участке оси выработки. Для определения числа хорд вначале вычисляют максимальное значение центрального угла γ :

$$\sin \frac{\gamma}{4} = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{b}{R}},$$

где b — ширина выработки; R — радиус кривой.

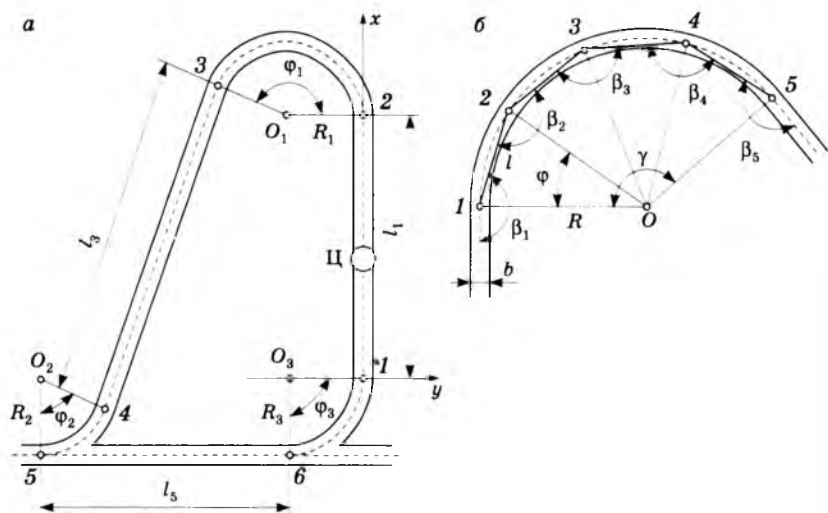


Рис. 4.21. Проектный полигон на участке околоствольных выработок:
 а — общая схема; б — элементы проектного полигона
 на криволинейном участке выработки

Значение угла γ округляют в меньшую сторону так, чтобы число хорд $n = \frac{\varphi}{\gamma}$ было целым. Определяют внутренние углы

β_1 и β_5 на начальной и конечной точках и углы β_2 , β_3 и β_4 на промежуточных точках кривой:

$$\beta_1 = \beta_5 = 180^\circ - \frac{\varphi}{2n},$$

$$\beta_2 = \beta_3 = \beta_4 = 180^\circ - \frac{\varphi}{n}$$

и длину хорды (стороны):

$$l = 2R \sin \frac{\gamma}{2}.$$

Проектный полигон в этом случае вычисляют в принятой для шахты системе координат.

Проектные размеры и сечения горных выработок должны соответствовать габаритам размещаемого в них оборудования с учетом требований, определяемых нормативными документами.

О выявленных в проектных чертежах несоответствиях маркшейдерская служба письменно уведомляет руководство строительной организации, которая, в свою очередь, информирует заказчика и проектную организацию для внесения исправлений и корректировки проекта.

5

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ СОЕДИНИТЕЛЬНЫЕ СЪЕМКИ

Под *маркшейдерскими съемками* понимают совокупность измерений и вычислений, проводимых с целью точного определения пространственного расположения горных выработок.

Подземные горные выработки расположены на разных горизонтах. Эти выработки связаны как между собой, так и с объектами, расположенными на земной поверхности. Следовательно, для увязки работ, выполняемых на разных горизонтах и на земной поверхности, подземные маркшейдерские съемки обязательно должны быть выполнены в единой системе координат $x, y, z (H)$, принятой на поверхности.

5.1. Виды соединительных съемок

Маркшейдерские съемки делятся на два вида: соединительные съемки и съемки подземных горных выработок.

Соединительные съемки (горизонтальные и вертикальные) устанавливают геометрическую связь между подземными съемками и съемками на земной поверхности и дают возможность определять положения пунктов в горных выработках и на земной поверхности в единой системе координат. Это позволяет совмещать планы горных выработок с планами земной поверхности, графически или аналитически решать задачи, требующие взаимной увязки горных выработок с объектами на земной поверхности.

Переданные с земной поверхности в горные выработки дирекционный угол α , координаты x, y , т.е. выполнение горизонтальной соединительной съемки, и координата $z (H)$, т.е. выполнение вертикальной соединительной съемки, являются исходными величинами для развития подземных съемок,

т.е. плано-высотное обоснование горных выработок создается по результатам соединительных съемок.

Съемка подземных горных выработок (капитальных, подготовительных, нарезных, очистных, камер, пустот) осуществляется для создания маркшейдерских опорных сетей и развития на их основе съемочных сетей (т.е. создания плано-высотного обоснования), для съемки в дальнейшем контуров и производства замеров горных выработок, с привязкой забоев и контуров горных выработок к ближайшим маркшейдерским пунктам. Эти работы являются основой для пополнения маркшейдерских чертежей, определения объемов добычи, ведения учета запасов полезного ископаемого и др.

Основные принципы, которые должны соблюдаться при производстве маркшейдерских съемок:

□ Съемка должна вестись по принципу «от общего к частному». Для этого в горных выработках создается сеть опорных пунктов, на их основе развиваются съемочные сети, от которых производится съемка подробностей. Такое ведение работ позволяет уменьшить возможность накопления неизбежных погрешностей измерений и повышает точность съемки.

□ Съемочные работы должны выполняться с необходимой и достаточной точностью, обусловленной запросами горного предприятия и регламентированной инструкциями. Избыточная точность съемки приводит к излишним затратам труда и времени, поэтому необходимо выбирать оптимальный метод ведения измерений.

□ Все измерения и вычисления должны сопровождаться надежным и объективным контролем.

В этой главе рассмотрены соединительные съемки, а съемки подземных горных выработок рассмотрим в главе 7.

Соединительная съемка обеспечивает правильное и безопасное ведение горных работ, позволяет решать горнотехнические и маркшейдерские задачи, к которым относится составление маркшейдерских планов горных выработок в общей с поверхностью системе координат. Благодаря совмест-

ному отображению на планах поверхности и горных выработок, можно:

- определять взаимное расположение объектов на поверхности относительно любых участков горных выработок;
- устанавливать границы барьерных и предохранительных целиков для охраны сооружений и природных объектов на поверхности при их подработке;
- проводить встречными забоями вертикальные выработки и выработки между шахтами;
- задавать направление выработкам между заданными точками на поверхности и в горных выработках;
- решать ряд задач, возникающих при строительстве горных предприятий и подземной разработке месторождений: определение глубины разработок в различных точках шахтного поля, составление сводных геологических разрезов по данным геологической документации на поверхности и в горных выработках и т.д.

Различают горизонтальную и вертикальную соединительные съемки.

В результате выполнения *горизонтальной соединительной съемки* решают две задачи: ориентирование и центрирование подземных маркшейдерских опорных сетей. *Ориентирование* заключается в определении дирекционного угла α одной из сторон подземной опорной сети, *центрирование* — в определении координат x , y исходного пункта подземной опорной сети.

В результате выполнения *вертикальной соединительной съемки* обеспечивается передача высотной отметки H с исходного репера на поверхности на исходный репер подземной съемки в шахте, т.е. передача с поверхности в шахту координаты z .

Определение дирекционного угла (ориентирование) является наиболее важной частью соединительных съемок, поэтому соединительные съемки принято называть *ориентированием горных выработок*. Влияние погрешностей ориентирования и центрирования проявляется на смещении положения пунктов подземной съемки (рис. 5.1). Погрешность

m координат начальной точки C (рис. 5.1, *a*) остается постоянной для всех точек хода, независимо от его формы и длины, в то время как погрешность m_α дирекционного угла начальной стороны (рис. 5.1, *б*) вызывает поворот хода и погрешности положения точек возрастают по мере их удаления от исходной стороны.

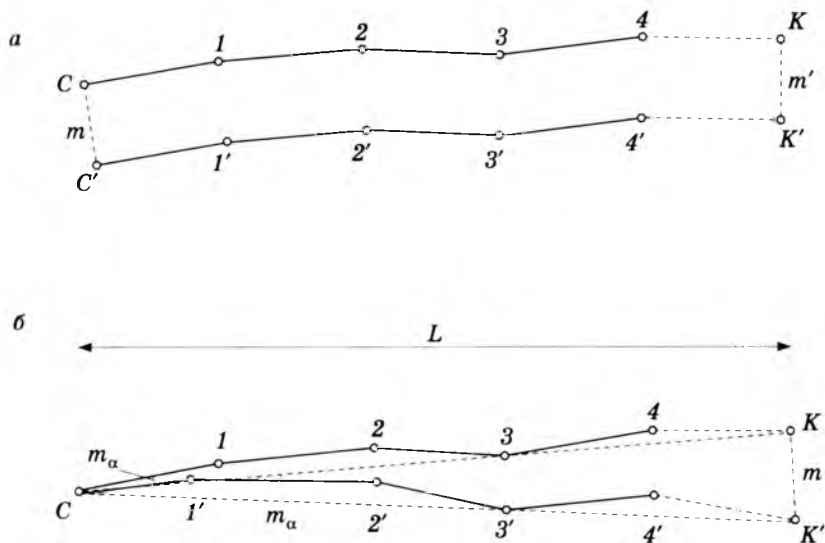


Рис. 5.1. Схема влияния погрешности центрирования (*a*) и ориентирования (*б*) на положение пунктов подземной опорной сети

Если дирекционный угол исходной стороны определен с погрешностью m_α , то наиболее удаленная точка K , находящаяся на расстоянии L от начальной точки C , смещается на величину m ,

$$m = \frac{m_\alpha L}{\rho}.$$

Так, при $m_\alpha = 3'$, $L = 3000$ м, $\rho = 3438'$ смещение точки K (точка K') m составляет 4,4 м.

Следовательно, при сравнительно малой погрешности m_α смещение m составляет явно недопустимую величину и для ее уменьшения необходимо повысить точность ориентирования.

В зависимости от способа вскрытия месторождения различают следующие основные случаи ориентирования горных выработок:

- через горизонтальные или наклонные выработки;
- через одну вертикальную выработку;
- через две и более вертикальные выработки.

Ориентирование подземной съемки выполняется геометрическим или физическим способом. К физическому способу относится гироскопическое ориентирование.

Геометрическое ориентирование через вертикальные выработки выполняют с использованием отвесов, при помощи которых создается вертикальная плоскость. При этом решаются две задачи: задача проектирования и задача примыкания.

Задача проектирования заключается в том, что с поверхности при помощи отвесов проектируют на ориентируемый горизонт отрезок прямой между отвесами. Проектирование выполняют так, чтобы отрезок прямой на поверхности и в шахте лежал в одной вертикальной плоскости.

Задача примыкания состоит из двух частей: примыкание на поверхности и в шахте. При примыкании на поверхности определяют дирекционный угол проектируемого направления, примыкание в шахте заключается в передаче дирекционного угла на закрепленную сторону подземного теодолитного хода.

В *гироскопическом способе ориентирования* используют свойство главной оси гироскопа — совершать гармонические колебания около положения равновесия, совпадающего с плоскостью астрономического меридиана точки, в которой установлен прибор (астрономический меридиан образован плоскостью, проходящей через отвесную линию в данной точке параллельно оси вращения Земли).

Для производства горизонтальной соединительной съемки необходимо иметь на промышленной площадке шахты

вблизи устья выработки подходные пункты. В качестве подходных пунктов могут быть использованы пункты опорной геодезической сети. Если они удалены на значительное расстояние от выработки, то от подходных пунктов на поверхности прокладывают полигонометрический ход 2-го разряда с количеством сторон не более трех.

Ориентирование подземной маркшейдерской опорной сети должно производиться независимо дважды одним и тем же способом или двумя разными. Расхождение в результатах ориентирования одной и той же стороны не должно превышать $3'$. За окончательное значение дирекционного угла принимают среднее взвешенное значение.

Во всех случаях рекомендуется применять гироскопический способ ориентирования подземных маркшейдерских опорных сетей. Геометрическое ориентирование через один вертикальный шахтный ствол применяют при глубине шахтного ствола не более 500 м.

Центрирование подземной маркшейдерской опорной сети осуществляют примыканием к отвесам, опущенным в вертикальные горные выработки.

Расхождение в положении пункта (в см), определенного по двум независимым проектированиям через одну вертикальную выработку глубиной H , не должно превышать 5 см при $H < 500$ м и величины $0,01H$ при $H > 500$ м.

Ориентирование через штольню или наклонную выработку

5.2.

Для выполнения соединительной съемки при вскрытии месторождения штольней или наклонной выработкой с поверхности в шахту прокладывается полигонометрический ход для привязки исходной стороны подземной опорной сети к стороне опорной сети на поверхности.

При наличии одной штольни (рис. 5.2, а) прокладывают ход от подходного пункта, например B , на поверхности до

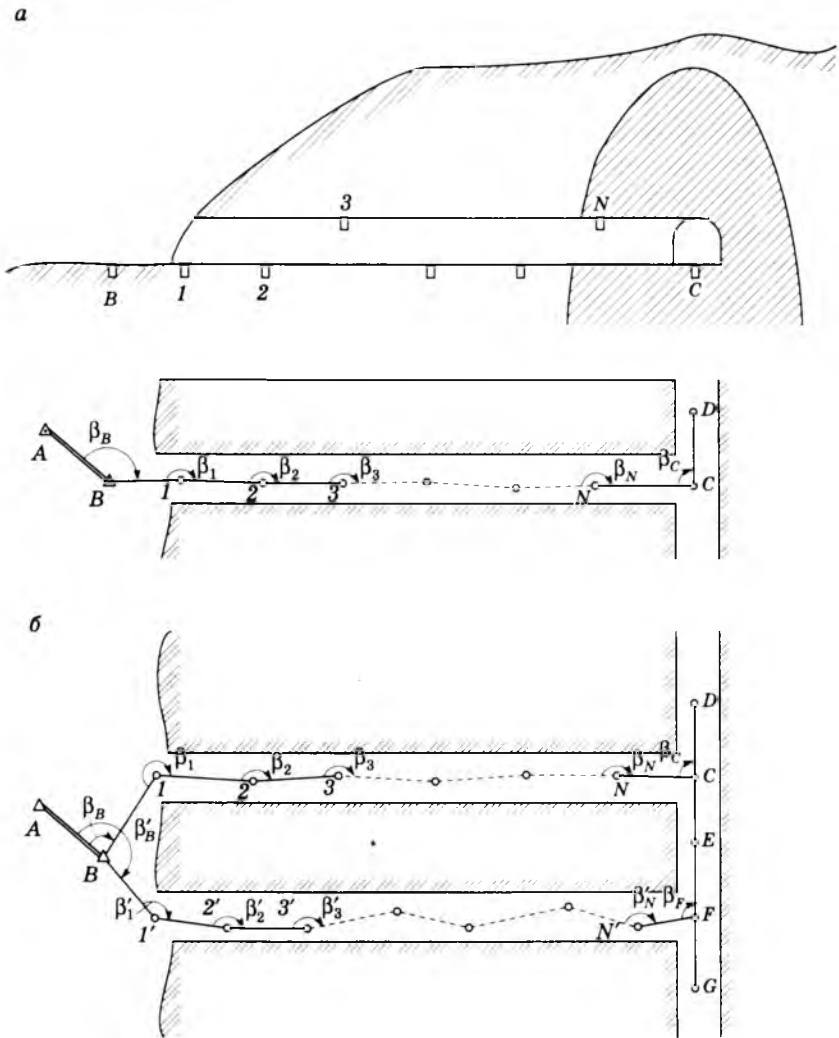


Рис. 5.2. Схемы ориентирования подземных выработок через штольню (а) и две выработки (б)

первой стороны маркшейдерской опорной сети в подземных выработках. Обратный ход выполняют, как правило, по другим, временно закрепленным пунктам. Проложенный до сто-

роны CD полигонометрический ход позволяет вычислить дирекционный угол стороны CD и координаты точки C (x_C, y_C):

$$\alpha_{CD} = \alpha_{AB} + \beta_B + \beta_1 + \dots + \beta_N \pm 180n,$$

$$x_C = x_B + l_1 \cos \alpha_{B-1} + l_2 \cos \alpha_{2-3} + \dots + l_N \cos \alpha_{NC},$$

$$y_C = y_B + l_1 \sin \alpha_{B-1} + l_2 \sin \alpha_{2-3} + \dots + l_N \sin \alpha_{NC},$$

где $\beta_B, \beta_1, \dots, \beta_N$ — измеренные углы; n — количество измеренных углов; l_1, l_2, \dots, l_N — измеренные длины сторон; α_{AB} — дирекционный угол известного направления AB .

Если имеются две выработки (рис. 5.2, б), то полигонометрический ход прокладывается по ним так, чтобы он был замкнутым.

При вскрытии месторождений горизонтальными и наклонными выработками высотные отметки в шахту передают при помощи геометрического или тригонометрического нивелирования в зависимости от угла наклона вскрываемой выработки.

Ориентирование через один вертикальный ствол

5.3.

Сущность ориентирования через один вертикальный ствол покажем с помощью наиболее распространенной схемы прищипывания к отвесам по способу соединительных треугольников, представленной на рис. 5.3.

На поверхности около ствола закладывается приствольная точка A , координаты ее определяются включением в ход подходной полигонометрии. К копру подвешиваются и опускаются в ствол два отвеса O_1 и O_2 так, чтобы угол γ не превышал 3° . В образовавшемся соединительном треугольнике AO_1O_2 измеряются угол γ и стороны a, b и c (не менее 5 раз и берут среднее значение, разность между отдельными измерениями одной стороны не должна превышать 2 мм). Кроме того, измеряют примычные углы δ, ω между направлениями

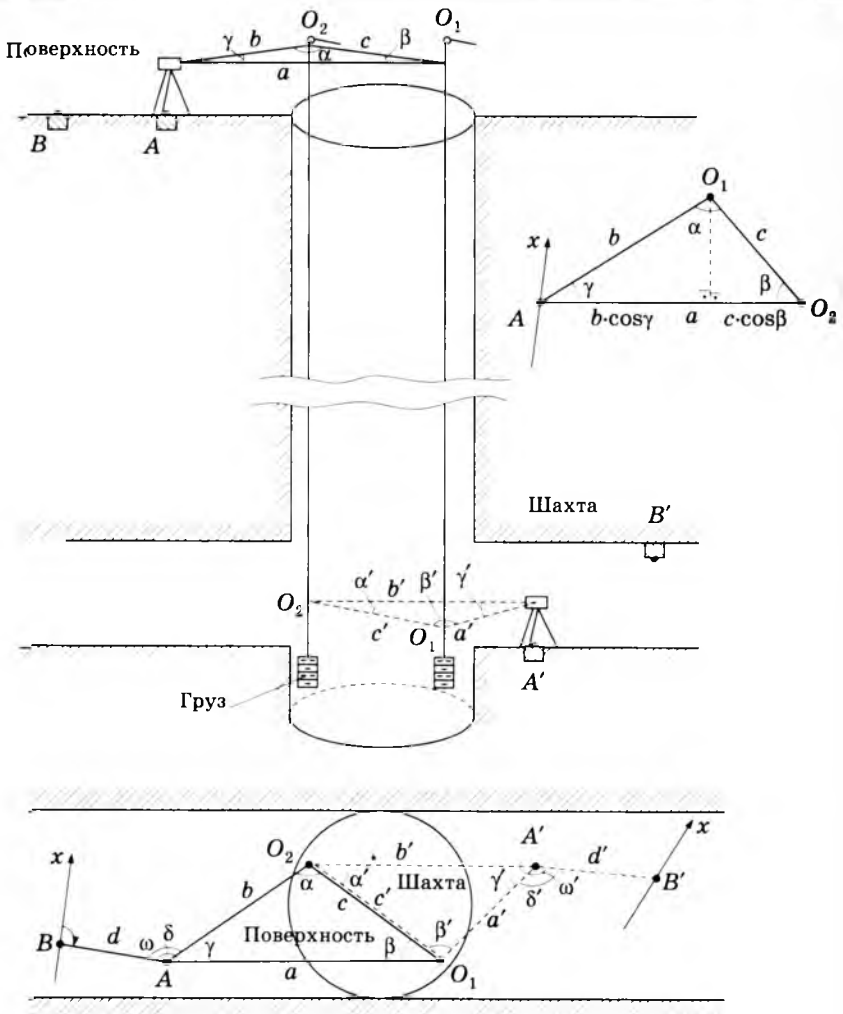


Рис. 5.3. Принципиальная схема примыкания к отвесам по способу соединительных треугольников

на один из отвесов и точку наземной полигонометрии B . Угол β определяют из решения соединительного треугольника по теореме синусов (решение соединительных треугольников дано далее при рассмотрении задачи примыкания).

Имея значения углов γ , β , δ и ω , находят дирекционный угол линии отвесов O_1O_2 , а затем определяют длины сторон соединительного треугольника и координаты отвесов. Полученные на поверхности дирекционный угол линии отвесов и координаты одного из отвесов принимают за исходные и подземных выработках.

В околоствольном дворе закладывается подземная приствольная точка A' , в подземном соединительном треугольнике $A'O_1O_2$ измеряют угол γ' , стороны a' , b' и c' (не менее 5 раз и берут среднее значение, разность между отдельными измерениями одной стороны не должна превышать 2 мм) и примычные углы δ' , ω' между направлениями на один из отвесов и на точку подземной полигонометрии B' . Из решения подземного соединительного треугольника вычисляют угол β' .

Получив величины углов соединительного треугольника и используя измеренный угол δ' , передают дирекционный угол с линии отвесов O_1O_2 на закрепленную линию подземной полигонометрии $A'B'$. Принимая под землей координаты отвесов за исходные, вычисляют через стороны соединительного треугольника координаты точки A' .

Таким образом, ориентирование через вертикальный ствол включает решение двух задач: проектирование и примыкание.

Проектирование выполняют с помощью отвесов. Отвесы занимают вертикальное положение и их плановые координаты на поверхности и в шахте одинаковые. Определив координаты отвесов на поверхности, используют их значения для примыкания в шахте.

Примыкание на поверхности состоит в определении координат отвесов и дирекционного угла створа отвеса. Для определения дирекционного угла створа отвесов должны быть известны углы при отвесах. Их вычисляют и определяют координаты примычной точки и дирекционный угол ориентируемой стороны.

Задача проектирования. Проектирование отвесом обеспечивает передачу координат x и y с необходимой точностью без особых затруднений. Однако трудности проектирования

через один вертикальный ствол существенно возрастают из-за необходимости решения этой задачи совместно с задачей примыкания, так как при ориентировании подземной съемки необходимо определить не только координаты точек, но и дирекционные углы сторон.

Определение дирекционных углов с требуемой точностью возможно в данном случае только при совместном решении задач проектирования и примыкания.

Для решения задач примыкания необходимо иметь не один, а два отвеса, образующих вертикальную плоскость. Примыканием к направлению O_1O_2 (см. рис. 5.3) в этой плоскости на поверхности и в шахте определяют дирекционные углы сторон подземной съемки.

Основная трудность проектирования направления через один вертикальный ствол обусловлена сравнительно малым расстоянием между отвесами и влиянием на них ряда возмущающих факторов, под влиянием которых отвесы отклоняются от вертикального положения, образуя некоторый угол θ поворота их створа отвесов, называемый *угловой погрешностью проектирования* (рис. 5.4).

К возмущающим факторам относятся: движение воздуха в стволе и на сопряжении ствола с горизонтальной выработкой, капез, притяжение груза отвеса окружающими породами разной плотности, остаточная деформация проволоки отвеса, а также неравномерность движения воздуха, колебания проволоки, помехи в стволе и другие побочные факторы.

Значение θ зависит от линейных смещений e_1 и e_2 , от ориентации относительно створов отвесов O_1 и O_2 . Поскольку отвесы находятся в одинаковых условиях, можно принять, что $e_1 = e_2 = e$. Тогда

$$\theta = \rho \frac{e}{c}, \quad (5.1)$$

где e — линейная погрешность проектирования; c — расстояние между отвесами; $\rho = 206265''$ — значение угла 1 радиан (в секундах).

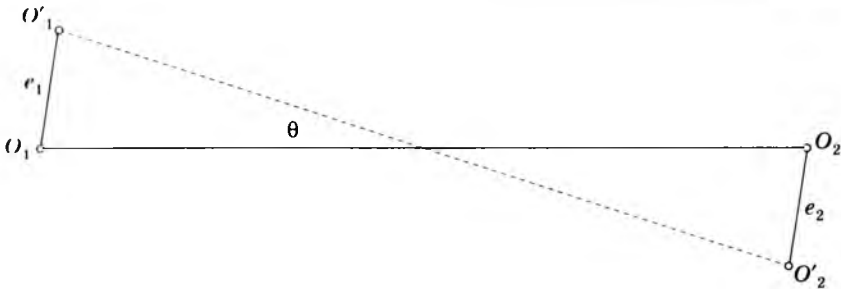


Рис. 5.4. Линейные смещения и угловая погрешность проектирования

Формула (5.1) показывает, что для повышения точности решения задачи проектирования следует стремиться к выбору максимального расстояния между отвесами и более тщательно выполнять проектирование, используя наблюдения за колебаниями отвесов.

При решении задач проектирования должны соблюдаться следующие условия:

- нагрузка на проволоку должна составлять примерно 60 % предельной;
- грузы должны быть защищены от влияния воздушной струи или помещены в сосуды с жидкостью;
- расхождение измеренных расстояний между отвесами на поверхности и в шахте не должно превышать 2 мм;
- поскольку расстояние между отвесами менее 50 м (ориентирование через один вертикальный ствол), проектирование надлежит выполнять с применением центрировочных тарелочек.

Массу груза выбирают в зависимости от диаметра проволоки. Груз может быть цельнометаллическим и составным, состоящим из одной или двух штанг и комплекта чугунных дисков, имеющих радиальные прорези для надевания на штанги. Крепление проволоки с грузом должно быть прочным, без резких изгибов проволоки.

Ручную лебедку 9 (рис. 5.5) устанавливают на нулевой или приемной площадке копра. Закрепляют направляющий блок 7.

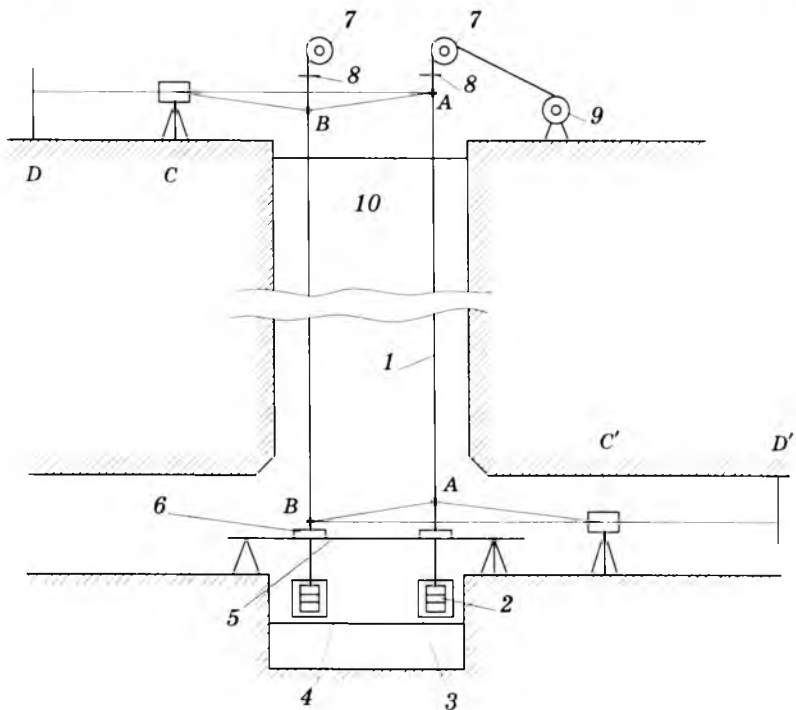


Рис. 5.5. Схема центрирования и ориентирования подземной съемки через один вертикальный ствол:

1 — проволока; 2 — груз; 3 — сосуд-успокоитель; 4 — полка, перекрывающий устье зумпфа; 5 — полка для закрепления тарелочки; 6 — проектировочная тарелочка; 7 — направляющий блок; 8 — центрировочная пластинка; 9 — ручная лебедка; 10 — полка, перекрывающий устье ствола

Ниже блока закрепляют центрировочную пластинку 8, обеспечивающую неподвижность точки закрепления отвеса, показанного на рис. 5.6. При закреплении пластинки проволоку 1 несколько отклоняют для более плотного прижимания к пластинке.

На нижней полке 4, перекрывающей зумпф, устанавливают сосуд-успокоитель 3 (демпфер). В качестве успокоителя может быть использован сосуд (бак) с водой или вязкой жидкостью (например, отработанное трансформаторное масло).

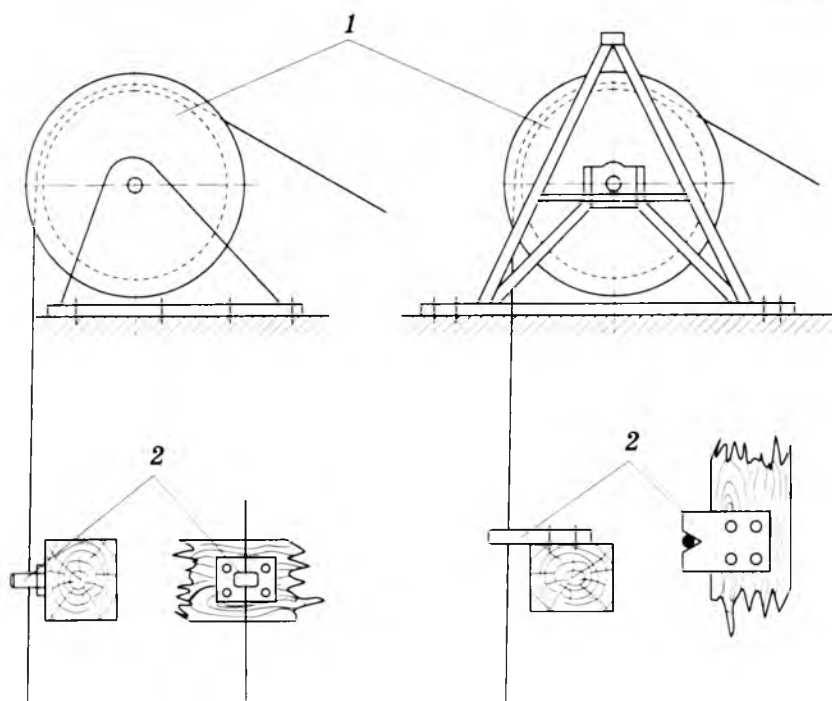


Рис. 5.6. Схема закрепления центрировочной пластинки:
1 — направляющий блок; 2 — центрировочная пластинка

Размеры сосуда должны быть такими, чтобы груз 2 не касался его стенок и дна. Колебания отвеса, груз которого находится в успокоителе, значительно уменьшаются.

Проектировочную (центрировочную) тарелочку 6 устанавливают на специальном полке 5 (см. рис. 5.5), расположенном выше нижнего полка, перекрывающего зумпф. Проектировочная тарелочка является приспособлением, позволяющим определять среднее положение отвеса (положение покоя) в двух взаимно перпендикулярных направлениях.

Перед началом основных работ по проектированию должны быть выполнены все подготовительные работы по установке оборудования и перекрытию устья ствола и зумпфа.

Спуск отвеса производят медленно с легким грузом (3–5 кг), который на ориентируемом горизонте заменяют рабочим грузом. При замене груза следует учитывать удлинение проволоки Δl , вызываемое увеличением массы груза:

$$\Delta l = \frac{Pl}{ES},$$

где P — масса груза, кг; l — длина проволоки, м; E — модуль Юнга ($E = 2 \cdot 10^{11}$ Па); S — площадь поперечного сечения проволоки, см².

Удлинение проволоки можно определить по формуле

$$\Delta l = kPl, \quad (5.2)$$

где k — удлинение 1 м проволоки при натяжении в 9,8 Н, см.

Значение k зависит от диаметра проволоки (табл. 5.1).

Таблица 5.1
Значения k для стальной проволоки
разного диаметра

Диаметр проволоки, мм	Значение k , см
0,5	0,0255
0,8	0,0100
1,0	0,0064
1,5	0,0028
2,0	0,0016

После спуска отвесов и замены грузов проверяют, не касаются ли отвесы стенок ствола и оборудования, расположенного в стволе. Проверка может быть выполнена способом посылки «почты» с поверхности в шахту или в результате сравнения расстояния между отвесами на поверхности и в шахте.

При посылке «почты» на проволоку отвеса надевают кольцо диаметром 2–3 см, изготовленное из мягкой проволоки или

другого материала (например, плотного картона), и опускают с поверхности. Если кольцо достигает груза, не задерживаясь в стволе, то отвес висит свободно.

При использовании второго способа измеряют расстояние между отвесами на поверхности и в шахте. Измеренные расстояния сравнивают между собой, расхождение между ними не должно превышать 2 мм.

Примыкание к отвесам в случае их неподвижного положения (с отклонениями в пределах 0,4 мм) осуществляется непосредственным визированием на проволоки отвесов. Однако из-за возмущающих факторов ослабить или исключить колебания отвесов, особенно для стволов шахт и рудников, практически невозможно. В этом случае проектирование осуществляется качающимися отвесами с использованием проектировочной тарелочки, позволяющей определять среднее положение (положение покоя) качающегося отвеса. Качание отвесов наблюдают с помощью проектировочной тарелочки и двух теодолитов.

Проектировочная тарелочка (рис. 5.7) устанавливается на специальном полке и надежно закрепляется. Основанием тарелочки служит кольцо 1 с четырьмя гнездами 2 для установки шкал *M* и *N*. Зажимные винты 4 предназначены для закрепления шкал, а закрепительные винты 5 — для закрепления фиксатора 3. Фиксатор устанавливают на пластинку 7, вставляемую в тарелочку. В фиксаторе есть щель 6, в нее вводится проволока 8 отвеса, которая зажимается гайкой 9, навинчиваемой на головку фиксатора.

Порядок работы при проектировании качающимся отвесом следующий. На ориентируемом горизонте в стволе шахты устанавливается деревянный полук с отверстиями под опущенными отвесами. Над этими отверстиями укрепляют основания проектировочных тарелочек так, чтобы отвесы могли колебаться, не касаясь их стенок. Против шкал *M* и *N* устанавливают два теодолита, по которым берут 11–13 отсчетов по каждой шкале против крайних левых *l* и крайних правых *r* положений отвесов (рис. 5.8).

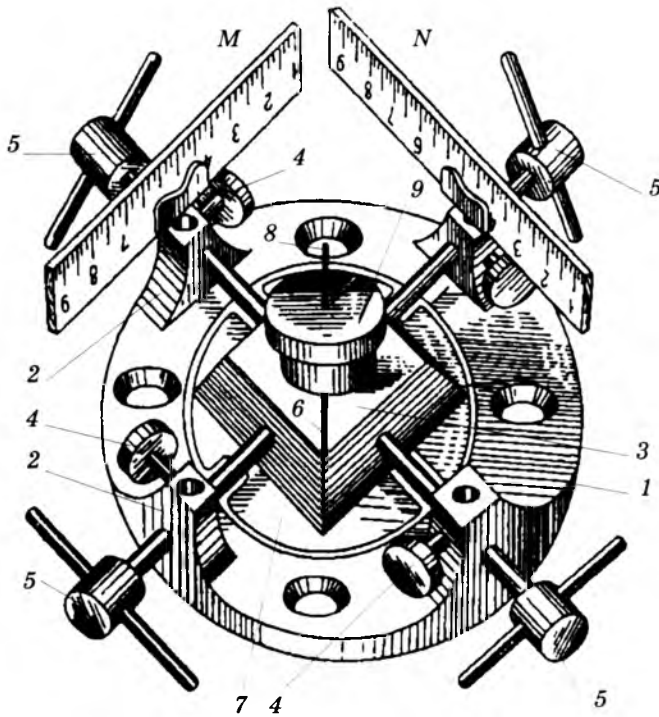


Рис. 5.7. Проектировочная тарелочка

Средний отсчет по шкале N , соответствующий положению покая отвеса N_0 , определяется по формуле

$$N_0 = \frac{N_1 + N_2 + \dots + N_k}{k},$$

где $k = (n - 1) + (m - 1)$;

$$N_1 = \frac{N_{l_1} + 2N_{r_1} + N_{l_2}}{4},$$

$$N_2 = \frac{N_{r_1} + 2N_{l_2} + N_{r_3}}{4} \text{ и т.д.,}$$

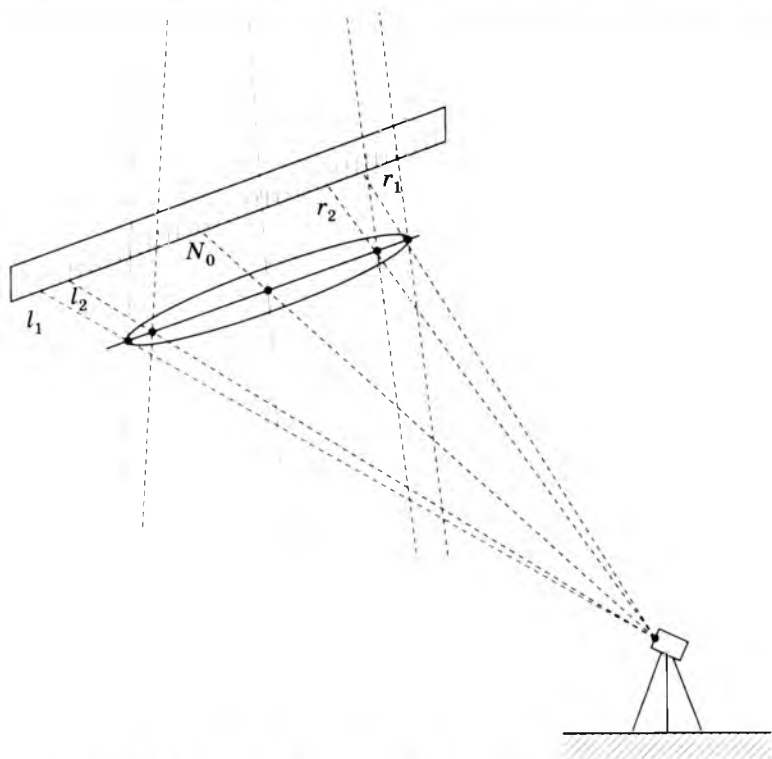


Рис. 5.8. Схема наблюдений за колебаниями отвесов

где $N_{l_1}, N_{l_2}, \dots, N_{l_n}$ — отсчеты, соответствующие крайним левым положениям отвеса; $N_{r_1}, N_{r_2}, \dots, N_{r_m}$ — отсчеты, соответствующие крайним правым положениям отвеса; n, m — число соответственно левых и правых отсчетов.

Средний отсчет приближенно может быть определен также по формуле

$$N_0 = \frac{1}{2} \left(\frac{\sum N_l}{n} + \frac{\sum N_r}{m} \right).$$

Аналогично вычисляют средний отсчет M_0 по данным наблюдений за колебаниями отвеса по шкале M .

После этого проволоку отвеса вставляют в щель и фиксируют ее так, чтобы отсчеты против проволоки по шкалам были равны N_0 и M_0 , что соответствует положению покоя отвеса.

В стесненных условиях околоствольных выработок не всегда возможно установить два теодолита под углом 90° друг к другу. Точность определения среднего положения отвеса существенно не снизится, если этот угол будет от 45 до 135° . Для тех случаев, когда это условие не соблюдается, в конструкции проектировочной тарелочки предусмотрено плоское зеркало, которое устанавливается на корпусе под углом 45° к каждой из шкал (рис. 5.9). Благодаря ему наблюдение качений по обеим шкалам можно вести с помощью одного теодолита. При этом по шкале N отсчеты берутся обычным способом, а для отсчета по шкале M теодолит наводят на изображение проволоки в зеркале.

Задача примыкания. Наиболее распространенным способом примыкания к двум отвесам, опущенным через один вертикальный ствол, является способ соединительных треугольников (см. рис. 5.3). Другие способы — способ соединительного четырехугольника и способ симметричного примыкания к отвесам — в настоящее время используются в практике реже, поэтому не рассматриваются.

Итак, вблизи ствола закрепляют точки A и B на поверхности и точки A' и B' в шахте. Связь между точками на поверхности и в шахте устанавливают с помощью отвесов. Координаты x_A, y_A примычной точки A и дирекционный угол α_{BA} определены в системе координат, принятой на поверхности. Места для закрепления примычных точек и отвесов выбирают с расчетом образования треугольников AO_1O_2 на поверхности и $A'O_1O_2$ в шахте.

Для решения задачи примыкания измеряют на поверхности примычные углы ω и δ , угол γ , стороны a, b и c треугольника AO_1O_2 . В шахте измеряют примычные углы ω' и δ' , угол γ' , стороны a', b' и c' треугольника $A'O_1O_2$.

Правильность измерения углов контролируют по разностям примычных углов: $\delta - \omega = \gamma$ и $\omega' - \delta' = \gamma'$, которые не должны быть более $25''$.

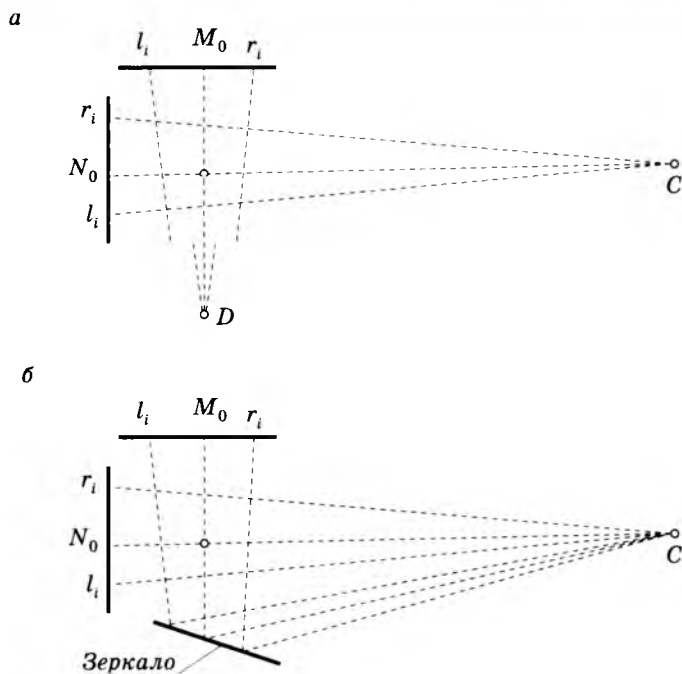


Рис. 5.9. Схема определения положения покая отвеса:

а — при использовании двух теодолитов;

б — одного теодолита и зеркала

Правильность линейных измерений сторон треугольников проверяют по формуле

$$c_{\text{выч}}^2 = a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma. \quad (5.3)$$

Вычисленное расстояние между отвесами $c_{\text{выч}}$ сравнивают с измеренным $c_{\text{изм}}$. Разность между ними не должна превышать 3 мм.

Примыкание к створу отвесов выполняют таким образом, чтобы средние квадратические погрешности определения дирекционного угла от исходной стороны к створу отвесов на поверхности и от створа отвесов к ориентируемой стороне подземной маркшейдерской опорной сети в отдельности не

превышали 30". Для этого должны соблюдаться следующие условия:

- расстояние между отвесами должно быть максимальным;
- примычные и острые углы соединительных треугольников измеряют теодолитами типа Т15 тремя приемами, а теодолитами типов Т5, Т2 — не менее чем двумя приемами; расхождение значений углов в приемах не должно быть более 15";
- разность примычных углов не должна отличаться от значения измеренного острого угла соединительного треугольника более чем на 25";
- стороны соединительного треугольника измеряют не менее 5 раз, разность между отдельными измерениями одной стороны не должна превышать 2 мм;
- разность измеренного и вычисленного значений расстояния между отвесами не должна превышать 3 мм.

Углы при отвесах (см. рис. 5.3), необходимые для примыкания, являются углами соединительных треугольников, их значения находят из решения соединительных треугольников.

Углы α , β и α' , β' при отвесах в треугольниках вытянутой формы (где острые углы β и $\alpha' < 20^\circ$, а тупые углы α и $\beta' > 160^\circ$) вычисляют по формулам:

для соединительного треугольника на поверхности

$$\left. \begin{aligned} \sin \alpha &= \frac{a}{c} \sin \gamma, \\ \sin \beta &= \frac{b}{c} \sin \gamma; \end{aligned} \right\} \quad (5.4)$$

для соединительного треугольника в шахте

$$\left. \begin{aligned} \sin \alpha' &= \frac{a'}{c'} \sin \gamma', \\ \sin \beta' &= \frac{b'}{c'} \sin \gamma'. \end{aligned} \right\} \quad (5.5)$$

В тех случаях, когда не удастся построить треугольники вытянутой формы (β и $\alpha' > 20^\circ$, α и $\beta' < 160^\circ$), углы при отвесах вычисляют по формулам:

для соединительного треугольника на поверхности

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{a \sin \gamma}{b - a \cos \gamma},$$

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{b \sin \gamma}{a - b \cos \gamma};$$

для соединительного треугольника в шахте

$$\operatorname{tg} \alpha' = \frac{a' \sin \gamma'}{b' - a' \cos \gamma'},$$

$$\operatorname{tg} \beta' = \frac{b' \sin \gamma'}{a' - b' \cos \gamma'}.$$

Вычислив углы, выполняют контроль суммы углов в каждом треугольнике:

$$\alpha + \beta + \gamma - 180^\circ = f. \quad (5.6)$$

Невязка f распределяется поровну на вычисленные углы.

Дирекционный угол подземной стороны (см. рис. 5.3) вычисляют по двум полигонам: $BAO_1A'B'$ и $BAO_2A'B'$ (один через отвес O_1 , другой — через отвес O_2).

Координаты x , y начального пункта A' в шахте также вычисляют по двум полигонам.

Дирекционные углы исходной подземной стороны $A'B'$, переданные по двум полигонам, должны совпадать, координаты точки A' могут иметь расхождения в пределах точности измерения сторон, т.е. 3 мм.

Если нет возможности выполнить для контроля другой вид соединительной съемки, то съемку через один вертикальный ствол повторяют, предварительно сместив отвесы.

Пример вычисления ориентировки, выполненной по способу соединительных треугольников. Проведено ориентирование через один вертикальный ствол. Примыкание к отвесам на поверхности и в шахте (ориентируемом горизонте) осуществлено соединительным треугольником (рис. 5.10). Исходные данные на поверхности:

$$\alpha_{BA} = 38^\circ 15' 20''; x_A = +1000,000 \text{ м}; y_A = +1000,000 \text{ м};$$

$$\delta = 195^\circ 08' 30''; \gamma = 1^\circ 18' 44''; a = 3,565 \text{ м}; b = 7,832 \text{ м}; c = 4,270 \text{ м}$$

и в шахте:

$$\delta' = 176^{\circ}39'30''; \gamma' = 0^{\circ}36'28''; b' = 3,526 \text{ м}; a' = 7,796 \text{ м}; c' = 4,272 \text{ м}.$$

Определить координаты $x_{A'}$ и $y_{A'}$ и дирекционный угол $\alpha_{A'B'}$.

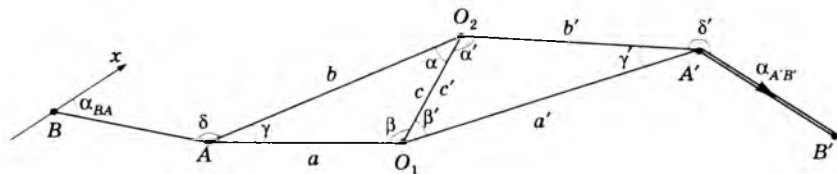


Рис. 5.10. Схема примыкания к отвесам способом соединительных треугольников

1. Вычисляем углы соединительного треугольника при отвесах.

Для соединительного треугольника на поверхности согласно формулам (5.4)

$$\sin \alpha = \frac{a}{c} \sin \gamma = \frac{3,565}{4,270} \sin 1^{\circ}18'44'' = 0,0191196,$$

$$\alpha = 1^{\circ}05'43,9'';$$

$$\sin \beta = \frac{b}{c} \sin \gamma = \frac{7,832}{4,270} \sin 1^{\circ}18'44'' = 0,0420041,$$

$$\beta = 177^{\circ}35'33,5'' \text{ (с учетом формулы приведения).}$$

Для соединительного треугольника в шахте по формулам (5.5)

$$\sin \alpha' = \frac{a'}{c'} \sin \gamma' = \frac{7,796}{4,272} \sin 0^{\circ}36'28'' = 0,0193577,$$

$$\alpha' = 178^{\circ}53'26,9'' \text{ (с учетом формулы приведения);}$$

$$\sin \beta' = \frac{b'}{c'} \sin \gamma' = \frac{3,526}{4,272} \sin 0^{\circ}36'28'' = 0,0087552,$$

$$\beta' = 0^{\circ}30'05,9''.$$

2. Контроль решения треугольников по сумме углов [см. формулу (5.6)]:

$$\alpha + \beta + \gamma = 1^{\circ}05'43,9'' + 177^{\circ}35'33,5'' + 1^{\circ}18'44'' = 180^{\circ}00'01,4'',$$

т.е. невязка

$$f = +1,4'';$$

$$\alpha' + \beta' + \gamma' = 178^\circ 53' 26,9'' + 0^\circ 30' 05,9'' + 0^\circ 36' 28'' = 180^\circ 00' 00,8'',$$

$$f = +0,8''.$$

Исправленные углы при отвесах:

$$\alpha = 1^\circ 05' 42,5''; \beta = 177^\circ 35' 33,5''; \alpha' = 178^\circ 53' 26,9''; \beta' = 0^\circ 30' 05,1''.$$

3. Контроль решения треугольников по расстоянию между отвесами. По формуле (5.3) вычисляем:

$$c_{\text{выч}} = \sqrt{a^2 + b^2 - 2ab \cos \gamma} =$$

$$= \sqrt{3,565^2 + 7,832^2 - 2 \cdot 3,565 \cdot 7,832 \cos 1^\circ 18' 44''} = 4,2687 \text{ м},$$

тогда

$$c_{\text{выч}} - c_{\text{изм}} = 4,269 - 4,270 = 0,001 \text{ м (1 < 3 мм)};$$

$$c'_{\text{выч}} = \sqrt{(a')^2 + (b')^2 - 2a'b' \cos \gamma'} =$$

$$= \sqrt{7,796^2 + 3,526^2 - 2 \cdot 7,796 \cdot 3,526 \cos 0^\circ 36' 28''} = 4,2704 \text{ м},$$

тогда

$$c'_{\text{выч}} - c'_{\text{изм}} = 4,270 - 4,272 = 0,002 \text{ м (2 < 3 мм)}.$$

4. Вычисляем дирекционный угол $\alpha_{A'B'}$:

$$\alpha_{A'B'} = \alpha_{BA} + \delta - (\alpha + \alpha') + \delta' \pm 3 \cdot 180^\circ = 38^\circ 15' 20'' + 195^\circ 08' 30'' -$$

$$- (1^\circ 05' 42,5'' + 178^\circ 53' 26,9'') + 176^\circ 39' 30'' - 3 \cdot 180^\circ = 50^\circ 04' 10,6''.$$

Контроль вычисления $\alpha_{A'B'}$:

$$\alpha_{A'B'} = \alpha_{BA} + (\delta + \gamma) + (\beta + \beta') + (\gamma' + \delta') \pm 3 \cdot 180^\circ = 38^\circ 15' 20'' +$$

$$+ (195^\circ 08' 30'' + 1^\circ 18' 44'') + (177^\circ 35' 33,5'' + 0^\circ 30' 05,1'') + (0^\circ 36' 28'' +$$

$$+ 176^\circ 39' 30'') - 3 \cdot 180^\circ = 50^\circ 04' 10,6''.$$

Принимаем среднее арифметическое двух вычислений, т.е. $\alpha_{A'B'} = 50^\circ 04' 11''$.

5. Вычисляем координаты $x_{A'}$ и $y_{A'}$ по двум полигонам:

$$x_{A'} = x_A + b \cos \alpha_{AO_2} + b' \cos \alpha_{O_2 A} =$$

$$= 1000,000 + 7,832 \cos 53^\circ 23' 50'' + 3,526 \cos 53^\circ 24' 40,6'' =$$

$$= +1006,7717 \text{ м},$$

где $\alpha_{AO_2} = \alpha_{BA} + \delta - 180^\circ = 38^\circ 15' 20'' + 195^\circ 08' 30'' - 180^\circ = 53^\circ 23' 50''$,

$$\alpha_{O_2 A'} = \alpha_{AO_2} - (\alpha + \alpha') + 180^\circ = 53^\circ 23' 50'' - (1^\circ 05' 42,5'' + 178^\circ 53' 26,9'') +$$

$$+ 180^\circ = 53^\circ 24' 40,6'';$$

$$\begin{aligned}
 y_{A'} &= y_A + b \sin \alpha_{AO_2} + b' \sin \alpha_{O_2A'} = \\
 &= 1000,000 + 7,832 \sin 53^\circ 23' 50'' + 3,526 \sin 53^\circ 24' 40,6'' = \\
 &= +1009,1186 \text{ м};
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 x_{A'} &= x_A + a \cos \alpha_{AO_1} + a' \cos \alpha_{O_1A'} = \\
 &= 1000,000 + 3,565 \cos 54^\circ 42' 34'' + 7,796 \cos 52^\circ 48' 12,6'' = \\
 &= +1006,7727 \text{ м},
 \end{aligned}$$

где $\alpha_{AO_1} = \alpha_{BA} + (\delta + \gamma) - 180^\circ = 38^\circ 15' 20'' + (195^\circ 08' 30'' + 1^\circ 18' 44'') - 180^\circ = 54^\circ 42' 34''$,

$$\begin{aligned}
 \alpha_{O_1A'} &= \alpha_{AO_1} - (\beta + \beta') - 180^\circ = 54^\circ 42' 34'' - (177^\circ 35' 33,5'' + 0^\circ 30' 05,1'') - \\
 &- 180^\circ = 52^\circ 48' 12,6'';
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 y_{A'} &= y_A + a \sin \alpha_{AO_1} + a' \sin \alpha_{O_1A'} = \\
 &= 1000,000 + 3,565 \sin 54^\circ 42' 34'' + 7,796 \sin 52^\circ 48' 12,6'' = \\
 &= +1009,1199 \text{ м}.
 \end{aligned}$$

Принимаем среднее арифметическое двух вычислений, т.е.

$$x_{A'} = +1006,772 \text{ м}, y_{A'} = +1009,119 \text{ м}.$$

Итак, получили:

$$\alpha_{A'B'} = 50^\circ 04' 11'',$$

$$x_{A'} = +1006,772 \text{ м},$$

$$y_{A'} = +1009,119 \text{ м}.$$

Ориентирование

5.4. через два вертикальных ствола

Общая погрешность соединительной горизонтальной съемки через вертикальные стволы состоит из погрешности проектирования и погрешности примыкания. При производстве съемки через один вертикальный ствол погрешность проектирования, зависящая главным образом от расстояния между отвесами и являющаяся основной погрешностью, не всегда на практике может быть уменьшена до допустимых величин.

При ориентировании через два вертикальных ствола угловая погрешность проектирования θ , определяемая по формуле (5.1), имеет второстепенное значение, поскольку значительно увеличивается расстояние между отвесами (рис. 5.11),

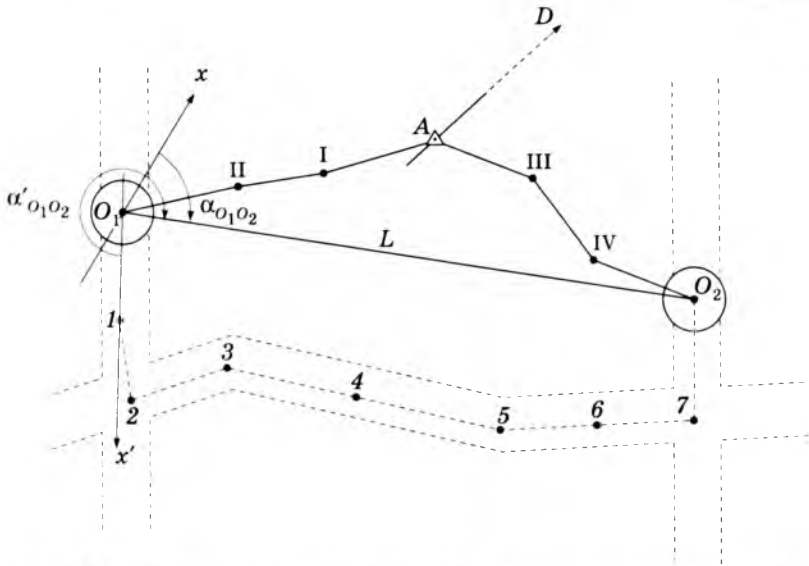


Рис. 5.11. Схема ориентирования через два вертикальных ствола

что является основным преимуществом ориентирования через два вертикальных ствола. Такое ориентирование может быть осуществлено, если между стволами на ориентируемом горизонте имеются горные выработки. Геометрическая связь поверхности с подземными съемками осуществляется с помощью отвесов O_1 и O_2 , опущенных в двух вертикальных стволах.

Соединительная съемка через два вертикальных ствола включает следующие основные этапы:

- установка отвесов, т.е. проектирование точек с поверхности на ориентируемый горизонт. Основные приспособления и оборудование, порядок спуска отвесов по стволам аналогичны применяемым при ориентировании через один вертикальный ствол;

- примыкание к отвесам на поверхности и в шахте.

Примыкание на поверхности может быть осуществлено по двум схемам:

- если расстояние между стволами небольшое, то от одного подходного пункта к каждому из отвесов прокладываются теодолитные ходы с числом сторон не более трех;

□ если расстояние между стволами большое, то возле каждого из стволов выставляется подходный пункт с таким расчетом, чтобы от них до отвесов были проложены теодолитные ходы с числом сторон не более трех.

Примыкание к отвесам в шахте осуществляется проложением между ними теодолитного хода. Подземный ход между отвесами должен быть, по возможности, вытянутым и иметь минимальное количество точек и минимальную длину.

При ориентировании через два (и более) вертикальных ствола соблюдаются следующие требования:

□ средняя квадратическая погрешность дирекционного угла линии, соединяющей отвесы, по отношению к ближайшей стороне опорной сети на земной поверхности не должна превышать $20''$;

□ средняя квадратическая погрешность определения дирекционного угла ориентируемой стороны подземной сети не должна превышать $1'$.

По данным полигонометрии, проложенной на поверхности между подходными пунктами и отвесами O_1 и O_2 , определяют координаты x , y отвесов в системе координат, принятой на поверхности. Решением обратной геодезической задачи вычисляют дирекционный угол створа отвесов:

$$\operatorname{tg} \alpha_{O_1 O_2} = \frac{y_{O_2} - y_{O_1}}{x_{O_2} - x_{O_1}} \quad (5.7)$$

и горизонтальное проложение между ними:

$$L = \frac{y_{O_2} - y_{O_1}}{\sin \alpha_{O_1 O_2}} = \frac{x_{O_2} - x_{O_1}}{\cos \alpha_{O_1 O_2}} = \sqrt{(\Delta x_{O_2 O_1})^2 + (\Delta y_{O_2 O_1})^2}. \quad (5.8)$$

В подземных выработках между отвесами O_1 и O_2 прокладывают полигонометрический ход, по результатам которого вычисляют координаты x' , y' его точек в условной системе координат. Один из отвесов (например, O_1) принимают за начало условной системы координат подземной съемки, а направления с отвеса O_1 на первый пункт подземной съемки —

за ось x' условной системы координат, т.е. $x'_{O_1} = y'_{O_1} = 0$ и $\alpha'_{O_1,1} = 0^\circ 00' 00''$.

В этой системе вычисляют координаты всех подземных точек, в том числе и координаты отвеса O_2 . Это позволяет решением обратной геодезической задачи определить в условной системе координат дирекционный угол створа отвесов:

$$\operatorname{tg} \alpha'_{O_1 O_2} = \frac{y'_{O_2} - y'_{O_1}}{x'_{O_2} - x'_{O_1}} \quad (5.9)$$

и горизонтальное проложение:

$$L' = \frac{y'_{O_2} - y'_{O_1}}{\sin \alpha'_{O_1 O_2}} = \frac{x'_{O_2} - x'_{O_1}}{\cos \alpha'_{O_1 O_2}} = \sqrt{(\Delta x_{O_2 O_1})^2 + (\Delta y_{O_2 O_1})^2}. \quad (5.10)$$

Вычисляют разность $\Delta L = L - L'$, которая не должна превышать допустимую $\Delta L_{\text{доп}}$, и поправку в дирекционные углы между системой координат, принятой на поверхности, и условной системой координат:

$$\Delta \alpha = \alpha_{O_1 O_2} - \alpha'_{O_1 O_2}. \quad (5.11)$$

Затем определяют дирекционный угол первой стороны подземного хода в системе координат, принятой на поверхности:

$$\alpha_{O_1,1} = \alpha'_{O_1,1} + \Delta \alpha. \quad (5.12)$$

Далее вычисляют координаты пунктов подземного хода в системе координат, принятой на поверхности. За исходные принимают координаты отвеса O_1 на поверхности.

Равенство координат отвеса O_2 , вычисленных на поверхности и в шахте, подтверждает правильность расчетов. Расхождение между двумя значениями координат отвеса O_2 не должно превышать допустимого значения.

Все угловые и линейные измерения на поверхности и в шахте производят заранее, т.е. до спуска отвесов в шахту. После спуска отвесов осуществляется их привязка путем измерения углов на первой и последней точках соединительного полигона и расстояний от этих точек до отвесов.

Ориентирование через два вертикальных ствола должно проводиться дважды, если контрольная ориентировка не может быть выполнена другим способом.

Пример вычисления ориентировки, выполненной через два вертикальных ствола. Проведено ориентирование подземных горных выработок через два вертикальных ствола № 1 и № 2 (рис. 5.12). Исходные данные — координаты отвесов O_1 и O_2 в стволах — определили с помощью теодолитного хода на поверхности. В подземных горных выработках между отвесами проложен теодолитный ход $O_1-1-2-3-4-5-O_2$. Измеренные величины приведены в табл. 5.2. Определить координаты подземного теодолитного хода.

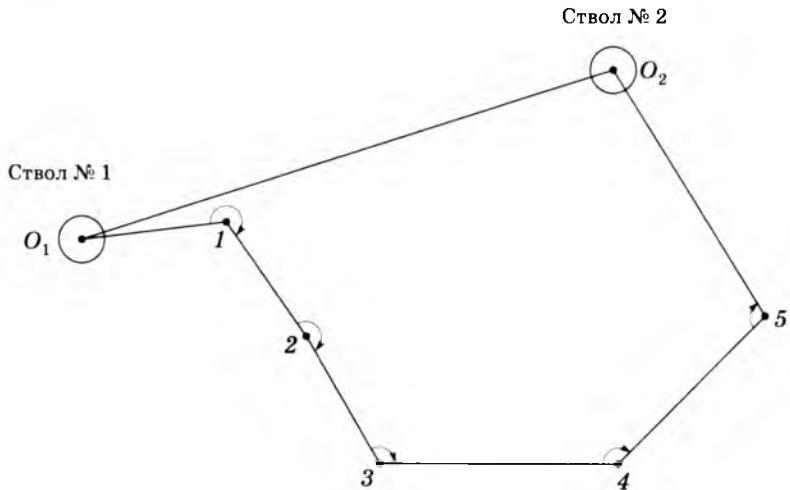


Рис. 5.12. Схема подземного полигонометрического хода при ориентировании через два вертикальных ствола

1. Определяем по формуле (5.7) дирекционный угол $\alpha_{O_1 O_2}$ створа отвесов O_1 и O_2 :

$$\operatorname{tg} \alpha_{O_1 O_2} = \frac{y_{O_2} - y_{O_1}}{x_{O_2} - x_{O_1}} = \frac{741,108 - 591,003}{570,349 - 605,903} = -4,2218878,$$

$$r = 76^{\circ}40'28'' \text{ (II четверть)},$$

тогда

$$\alpha_{O_1 O_2} = 180^{\circ} - r = 180^{\circ} - 76^{\circ}40'28'' = 103^{\circ}19'32''$$

и по формуле (5.8) горизонтальное проложение между отвесами:

$$L_1 = \frac{y_{O_2} - y_{O_1}}{\sin \alpha_{O_1 O_2}} = \frac{741,108 - 591,003}{\sin 103^{\circ}19'32''} = 154,258 \text{ м},$$

$$L_2 = \frac{x_{O_2} - x_{O_1}}{\cos \alpha_{O_1 O_2}} = \frac{570,349 - 605,903}{\cos 103^{\circ}19'32''} = 154,258 \text{ м},$$

$$L_3 = \sqrt{\Delta x^2 - \Delta y^2} =$$

$$= \sqrt{(570,349 - 605,903)^2 + (741,108 - 591,003)^2} = 154,258 \text{ м,}$$

$$L = \frac{L_1 + L_2 + L_3}{3} = 154,258 \text{ м.}$$

Таблица 5.2

Известные данные теодолитного хода в шахте

Точка хода	Измеренный левый угол	Горизонтальное проложение, м	Координаты, м	
			<i>x</i>	<i>y</i>
O_1		41,232	+605,903	+591,003
1	242°32'30"	58,433		
2	181°14'00"	56,384		
3	119°41'00"	61,336		
4	136°17'00"	35,122		
5	105°47'30"	68,521		
O_2			+570,349	+741,108

2. Рассчитываем координаты точек подземного теодолитного хода и отвесов O_1 и O_2 в условной системе координат, приняв за начало координат отвес O_1 , т.е. $x'_{O_1} = 0,000$ м; $y'_{O_1} = 0,000$ м; $\alpha'_{O_1-1} = 0^\circ 00' 00''$.

Результаты расчета сведены в табл. 5.3.

3. Определяем по формулам (5.9) и (5.10) дирекционный угол $\alpha'_{O_1 O_2}$ створа отвесов O_1 и O_2 и горизонтальное проложение между ними L в условной системе координат:

$$\operatorname{tg} \alpha'_{O_1 O_2} = \frac{y'_{O_2} - y'_{O_1}}{x'_{O_2} - x'_{O_1}} = \frac{21,065 - 0,000}{152,740 - 0,000} = 0,1379141,$$

$$r = 7^\circ 51' 08'' \text{ (I четверть),}$$

Таблица 5.3

**Вычисление координат точек подземного геологического хода
в условной системе координат**

Точка хода	Измеренный левый угол	Дирекцион- ный угол	Горизонталь- ное проложе- ние, м	Приращение координат, м		Условные координаты, м	
				Δx	Δy	x'	y'
O_1		$0^{\circ}00'00''$	41,232	+41,232	0,000	0,000	0,000
1	$242^{\circ}32'30''$	$62^{\circ}32'30''$	58,433	+26,944	+51,850	+41,232	0,000
2	$181^{\circ}14'00''$	$63^{\circ}46'30''$	56,384	+24,916	+50,580	+68,176	+51,850
3	$119^{\circ}41'00''$	$3^{\circ}27'30''$	61,336	+61,224	+3,700	+93,092	+102,430
4	$136^{\circ}17'00''$	$319^{\circ}44'30''$	35,122	+26,803	-22,697	+154,316	+106,130
5	$105^{\circ}47'30''$	$245^{\circ}32'00''$	68,521	-28,379	-62,368	+181,119	+83,433
O_2						+152,740	+21,065

тогда

$$\alpha'_{O_1O_2} = 7^\circ 51' 08'';$$

$$L'_1 = \frac{y'_{O_2} - y'_{O_1}}{\sin \alpha'_{O_1O_2}} = \frac{21,065 - 0,000}{\sin 7^\circ 51' 08''} = 154,188 \text{ м}$$

$$L'_2 = \frac{x'_{O_2} - x'_{O_1}}{\cos \alpha'_{O_1O_2}} = \frac{152,740 - 0,000}{\cos 7^\circ 51' 08''} = 154,186 \text{ м,}$$

$$L'_3 = \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2} =$$

$$= \sqrt{(152,740 - 0,000)^2 + (21,065 - 0,000)^2} = 154,186 \text{ м,}$$

$$L' = \frac{L'_1 + L'_2 + L'_3}{3} = 154,187 \text{ м.}$$

4. Определяем разность расстояний между отвесами, вычисленные на поверхности и в шахте:

$$\Delta L = L - L' = 154,258 - 154,187 = 0,071 \text{ м.}$$

Видим, что

$$\Delta L < \Delta L_{\text{доп}},$$

$$\Delta L_{\text{доп}} = 2\sqrt{M_{\beta}^2 + M_l^2},$$

где M_{β} , M_l — средние квадратические погрешности расстояния между отвесами, вызванные погрешностями измерения углов и расстояний на поверхности и в шахте.

5. По формуле (5.11) определяем поправку в дирекционные углы между системой координат на поверхности и в шахте:

$$\Delta \alpha = \alpha_{O_1O_2} - \alpha'_{O_1O_2} = 103^\circ 19' 32'' - 7^\circ 51' 08'' = 95^\circ 28' 24''.$$

6. Определяем по формуле (5.12) дирекционный угол первой стороны подземного хода в системе координат, принятой на поверхности:

$$\alpha_{O_1-1} = \alpha'_{O_1-1} + \Delta \alpha = 0^\circ 00' 00'' + 95^\circ 28' 24'' = 95^\circ 28' 24''.$$

7. Вычисляем координаты подземного хода в системе координат, принятой на поверхности (см. табл. 5.4).

8. Определяем невязки:

$$f_x = \sum \Delta x_{O_1O_2} - \sum \Delta x = (-35,539) - (-35,554) = +0,015 \text{ м,}$$

$$f_y = \sum \Delta y_{O_1O_2} - \sum \Delta y = +150,034 - (+150,105) = -0,071 \text{ м}$$

и распределяем их пропорционально длинам сторон.

Таблица 5.4

Вычисление координат точек подземного теодолитного хода
в системе координат, принятой на поверхности
(истинной системе координат)

Точка хода	Измерен- ный левый угол	Дирекцион- ный угол	Горизон- тальное про- ложение, м	Приращение координат, м		Истинные координаты, м	
				Δx	Δy	x	y
O_1		$95^{\circ}28'24''$	41,232	$-3,933^{-2}$	$+41,044^{+9}$	+605,903	+591,003
1	$242^{\circ}32'30''$	$158^{\circ}00'54''$	58,433	$-54,184^{-3}$	$+21,875^{+13}$	+601,968	+632,056
2	$181^{\circ}14'00''$	$159^{\circ}14'54''$	56,384	$-52,726^{-3}$	$+19,978^{+12}$	+547,781	+653,944
3	$119^{\circ}41'00''$	$98^{\circ}55'54''$	61,336	$-9,523^{-3}$	$+60,592^{+14}$	+495,052	+673,934
4	$136^{\circ}17'00''$	$55^{\circ}12'54''$	35,122	$+20,037^{-1}$	$+28,846^{+8}$	+485,526	+734,540
5	$105^{\circ}47'30''$	$341^{\circ}00'24''$	68,521	$+64,790^{-3}$	$-22,301^{+15}$	+505,562	+763,394
O_2						+570,349	+741,108

$$\Sigma d = 321,028 \quad \Sigma \Delta x_{\alpha, \alpha_2} = -35,539 \quad \Sigma \Delta y_{\alpha, \alpha_2} = +150,034$$

Если шахтное поле вскрыто тремя и более вертикальными стволами, сбитыми между собой горными выработками, соединительную съемку выполняют через все стволы. При этом возникают избыточные исходные данные, что существенно повышает точность сети. Кроме того, устанавливается надежная связь со съемками на поверхности. Наличие избыточных данных позволяет сократить объемы измерений в шахте за счет одноразового прокладывания ходов.

5.5. Гироскопическое ориентирование

При ориентировании шахт глубиной более 500 м геометрическими способами ориентирования невозможно получить необходимые точности, потому что на проволоку отвесов в стволе действует целый ряд факторов, под влиянием которых они отклоняются от вертикали. Учет факторов, влияющих на отклонение, представляет собой сложную задачу, решение которой не всегда дает желаемый результат. В связи с этим во всех случаях рекомендуется применять гироскопический способ ориентирования подземных маркшейдерских опорных сетей.

При использовании гироскопического ориентирования возможно определение дирекционных углов любой стороны подземных теодолитных ходов с высокой точностью. Большим преимуществом гироскопического ориентирования является то, что на любом удалении от ствола шахты можно с достаточной точностью определить дирекционный угол стороны подземной опорной маркшейдерской сети.

При гироскопическом способе ориентирования задачи центрирования и ориентирования решаются отдельно.

Вначале с помощью одного отвеса, опускаемого в вертикальный ствол, решается задача проектирования. Методы и оборудование такие же, как и при ориентировании через один ствол.

При выполнении центрирования подземной съемки на поверхности от исходной стороны прокладывают полигонометрический ход $B-A-O$ к отвесу O (рис. 5.13).

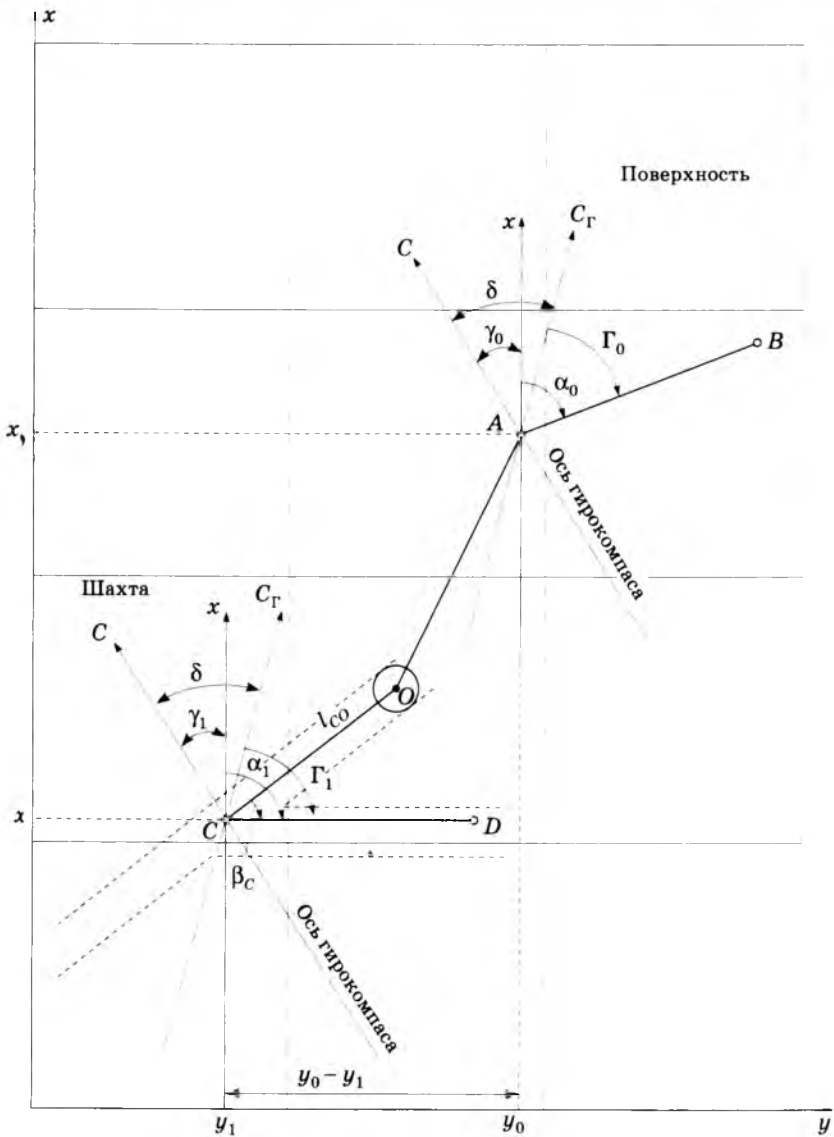


Рис. 5.13. Схема определения координат начальной точки подземного хода и дирекционного угла гирокомпасным способом

В шахте измеряют угол β_C в точке C и расстояние от этой точки до отвеса l_{CO} . Дирекционный угол стороны CD подземной опорной сети определяют с помощью гирокомпас (гиротеодолита). Этих данных достаточно для передачи координат x_C, y_C на пункт C , расположенный на ориентируемом горизонте. При этом дирекционный угол стороны OC

$$\alpha_{OC} = \alpha_{CD} - \beta_C + 180^\circ,$$

координаты первого пункта C подземной стороны

$$x_C = x_0 + l_{CO} \cos \alpha_{OC},$$

$$y_C = y_0 + l_{CO} \sin \alpha_{OC}.$$

При гироскопическом ориентировании гирокомпас устанавливают в точке A стороны AB опорной маркшейдерской сети на поверхности, дирекционный угол α_0 которой известен, и определяют гироскопический азимут Γ_0 этой стороны, отсчитываемый от гирокомпасного (приборного) меридиана C_T .

Положение гирокомпасного меридиана отличается от положения истинного меридиана C на угол δ , называемый *поправкой гирокомпаса*:

$$\delta = \alpha_0 + \gamma_0 - \Gamma_0,$$

где γ_0 — плоское сближение меридианов в точке наблюдения на поверхности.

После этого гирокомпас устанавливают в шахте в точке C стороны CD опорной маркшейдерской сети, определяют гироскопический азимут Γ_1 этой стороны и вычисляют дирекционный угол α_1 :

$$\alpha_1 = \Gamma_1 + \delta - \gamma_1,$$

где γ_1 — плоское сближение меридианов в точке наблюдения в шахте.

Если гирокомпас используют для работы в пределах только одной шахты или поправку гирокомпаса определяют на каждой шахте, тогда дирекционный угол

$$\alpha_1 = (\alpha_0 - \Gamma_0) + \Gamma_1 + \delta_\gamma = \Gamma_1 + \delta_m + \delta_\gamma,$$

где $\delta_\gamma = \gamma_0 - \gamma$ — разность плоских сближений меридианов в точках установки гирокомпаса на поверхности и в шахте, с; $\delta_m = \alpha_0 - \Gamma_0$ — «местная» поправка гирокомпаса.

Поправку в разность сближений меридианов δ_γ вычисляют для каждой ориентируемой стороны подземной сети:

$$\delta_\gamma = \delta_{\gamma y} + \delta_{\gamma x},$$

где $\delta_{\gamma y} = \mu_0(y_0 - y)$, $\mu_0 = 32,23 \text{tg } B_0$; $\delta_{\gamma x} = y(\mu_0 - \mu)$, $\mu = 32,23 \text{tg } B$; y_0, B_0 — ордината и широта точки A установки гирокомпаса на земной поверхности при определении поправки гирокомпаса; y, B — ордината и широта точки C установки гирокомпаса при определении гироскопического азимута ориентируемой стороны в шахте или на земной поверхности при контрольном измерении поправки; μ_0, μ — коэффициенты, зависящие от широты B_0 и B точек установки гирокомпаса, с/км.

Ординаты y_0 и y определяют с точностью до десятых долей километра. Коэффициент μ находят по табл. 5.5 по значению абсциссы или широты точки установки.

Если расстояние между точками установки гирокомпаса на поверхности и в шахте не превышает 10 км, то при широте менее 60° поправка в разность сближений может быть вычислена по формуле

$$\delta_\gamma = \delta_{\gamma y} = \mu_0(y_0 - y).$$

Итак, при определении дирекционного угла стороны гироскопическим способом на каждой точке установки гирокомпаса на поверхности и в шахте определяют гироскопические азимуты исходной и ориентируемых сторон. В отличие от геометрического ориентирования, в результате которого определяют дирекционный угол близлежащей к стволу шахты стороны полигонометрии, гироскопическое ориентирование позволяет устанавливать направление любой стороны независимо от ее удаленности относительно ствола шахты. Гироскопическое ориентирование является единственным видом

ориентирования сторон длинного полигонометрического хода, если невозможно выполнить ориентирование через два вертикальных ствола.

Таблица 5.5

**Значения коэффициента μ для вычисления разности δ_γ
плоских сближений меридианов**

x, км	μ , с/км	B		x, км	μ , с/км	B	
		град	мин			град	мин
5500	38,51	50	04	6000	44,56	54	07
5600	39,13	50	31	6025	44,94	54	21
5650	39,76	50	58	6050	45,30	54	34
5700	40,40	51	25	6075	45,69	54	48
5750	41,06	51	52	6100	46,06	55	01
5800	41,73	52	19	6125	46,47	55	15
5850	42,42	52	46	6150	46,84	55	28
5900	43,11	53	13	6175	47,22	55	41
5950	43,83	53	40	6200	47,64	55	55

На каждом горизонте в зависимости от конкретных условий и требований возможно ориентировать одну или несколько сторон съёмки по схемам: ориентирование на горизонте одной стороны (собственно ориентирование); ориентирование двух-трех или более сторон (сети с гиросторонами).

Маркшейдерские гирокомпасы или другие гироскопические приборы, применяемые для определения дирекционных углов сторон подземной опорной сети, должны обеспечивать возможность ориентирования со среднеквадратической погрешностью не более 1'. Поправку гирокомпаса определяют на сторонах триангуляции или полигонометрии точности не ниже 1-го разряда.

Для контроля неподвижности пунктов исходной стороны на точке стояния измеряют угол между смежными сторона-

ми, который с учетом поправок на центрирование и редукцию не должен отличаться от ранее измеренного более чем на 20".

Разрешается использовать в качестве исходных дирекционные углы сторон полигона примыкания, опирающегося на пункты триангуляции или полигонометрии 4-го класса. Углы в полигоне измеряют по методике полигонометрии 1-го разряда, число углов не более двух.

Поправку гирокомпас можно определить двумя способами:

- независимо дважды — перед началом работы по проектированию и после их окончания;
- из 5–6 последних определений поправки, включая и контрольные.

Первый способ применяют главным образом при устойчивой поправке и после длительной транспортировки прибора на объект. За окончательный результат принимают среднее значение определений. Второй способ используют, как правило, при сравнительно большом объеме разовых работ на одном объекте.

Поправку определяют методом скользящего среднего — как среднее арифметическое пяти-шести определений, включая контрольные, часть из которых непосредственно предшествовала ориентированию стороны, а другая часть получена после ее ориентирования. Средняя квадратическая погрешность m_α дирекционного угла гиростороны

$$m_\alpha = m_0 \sqrt{\frac{1}{K_{\text{ш}}} + \frac{1}{K_{\text{п}}}},$$

где m_0 — средняя квадратическая погрешность единичного определения гироскопического азимута; $K_{\text{ш}}$, $K_{\text{п}}$ — число определений соответственно гироскопического азимута стороны и поправки.

При этом m_0 может быть получена по результатам многократного ориентирования, когда каждый раз определяют гироскопический азимут исходной стороны на земной поверхности и гиростороны в шахте. Используя результаты гироскопических

измерений, вычисляют среднюю квадратическую погрешность по эмпирической формуле:

$$m_0 = \sqrt{\frac{\sum(\alpha - \alpha_{\text{ср}})^2}{2(K-1)}},$$

где K — число измерений дирекционного угла гиросторон.

Гироскопические измерения, их обработку и вычисления выполняют в соответствии с требованиями руководства по эксплуатации прибора.

Длина ориентируемых сторон подземной маркшейдерской сети должна быть не менее 50 м.

Гироскопический азимут каждой ориентируемой стороны определяют независимо дважды; второе определение может быть выполнено на той же точке, но после выключения блока электропитания до полной остановки гиromотора и повторного центрирования гироскопа.

Разность между двумя последовательными определениями гироскопического азимута, или поправка, не должна превышать $f = 3m_0$. При допустимых расхождениях за окончательное значение гироскопического азимута стороны принимают среднее арифметическое двух определений. Надежная оценка погрешности m_0 , учитывающая влияние транспортировки прибора и колебаний температуры в процессе наблюдений, может быть получена по результатам многократного ориентирования.

Вертикальная

5.6. соединительная съемка

Для обеспечения пространственной увязки подземных горных выработок с поверхностью, помимо координат x , y , в шахту должна быть передана координата z (высотная отметка H), приводящая подземные нивелирные сети в систему высот, принятую на поверхности.

По результатам вертикальных соединительных съемок:

□ составляется геологическая и маркшейдерская документация с изображением полезного ископаемого и вмещающих пород в пределах границ месторождения или предприятия для решения вопросов вскрытия, подготовки и очистной выемки полезного ископаемого;

□ определяются высоты маркшейдерских точек (реперов) на поверхности и в горных выработках для задания направлений в вертикальной плоскости, вычисления величин деформаций земной поверхности при подработке очистными работами, составления профилей проектируемых и пройденных горных выработок, необходимых для нормальной работы транспорта, осушения месторождения и учета количества добываемого полезного ископаемого;

□ реализуется комплекс мероприятий по технике безопасности для взаимной увязки по высоте соседних шахт, смежных горизонтов, установления зон безопасности при подходе горных выработок к старым затопленным или загазованным выработкам, участкам, опасным по внезапным выбросам, горным ударам и т.п.

Высотные отметки в подземные горные выработки на пункты опорной сети передают независимо дважды через вертикальные, наклонные или горизонтальные выработки. Передача отметок производится геометрическим (техническим) или тригонометрическим нивелированием, в зависимости от типа вскрывающих выработок.

Передачу высот через вертикальные горные выработки рекомендуется выполнять длинной шахтной лентой, длиномером или другими приборами, обеспечивающими необходимую точность.

Расхождение между двумя независимыми передачами высот Δh (в мм) по вертикальным выработкам не должно превышать

$$\Delta h = 10 + 0,2H,$$

где H — глубина шахтного ствола, м.

При допустимых расхождениях за окончательное значение высоты принимают среднее арифметическое двух определений.

5.6.1. Передача высотной отметки с помощью длинной ленты

Пусть на поверхности вблизи устья ствола имеется репер R_{II} (рис. 5.14) с известной отметкой H_{II} . Требуется определить отметку в шахте H_{III} репера R_{III} , заложенного в почве выработки.

В качестве измерительного прибора применяются специальные длинные (шахтные) ленты из высококачественной

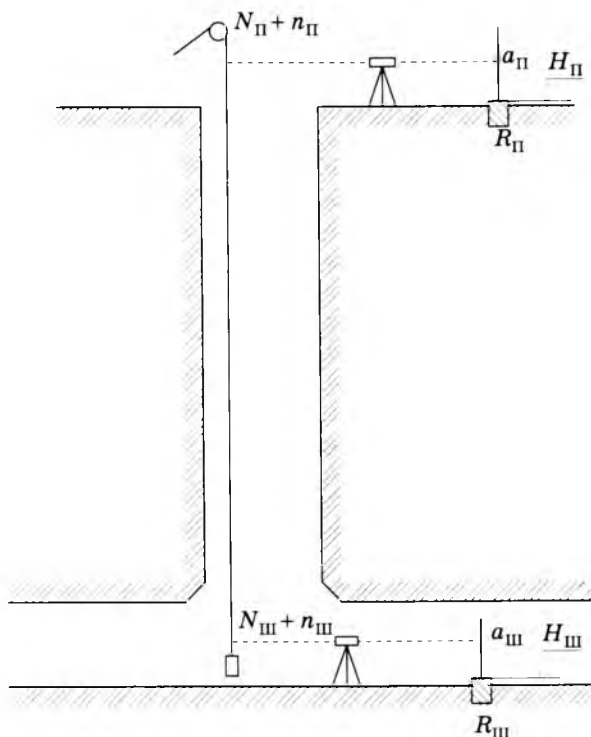


Рис. 5.14. Схема передачи высотной отметки с помощью длинной ленты

Сделали длиной 100, 200, 250, 500 или 1000 м с дециметровыми делениями, оцифрованными через 1 м. Свободный конец (с нулевым делением) ленты, намотанной на барабан лебедки, перекидывают через направляющий блок и с малым грузом (до 5 кг) опускают в ствол.

На горизонте околоствольного двора малый груз заменяют на рабочий, создающий натяжение равное или близкое к натяжению ленты при компарировании. На поверхности и околоствольном дворе устанавливают нивелиры технической точности, а на реперах $R_{\text{п}}$ и $R_{\text{ш}}$ — нивелирные рейки. Затем, прикладывая к ленте линейки с миллиметровыми делениями, берут отсчеты $N_{\text{п}}$ и $N_{\text{ш}}$ по целым делениям ленты и $n_{\text{п}}$, $n_{\text{ш}}$ — по линейке. Линейки прикладывают к ленте, совмещая их нулевые деления с расположенным ниже целым делением ленты. Тогда отсчеты, соответствующие горизонтальным инструментам, берут $N_{\text{п}} + n_{\text{п}}$ и $N_{\text{ш}} + n_{\text{ш}}$, а отсчеты по рейкам $a_{\text{п}}$ и $a_{\text{ш}}$ — обычным способом.

Для исключения влияния возможного смещения ленты, везирование на нее на поверхности и в околоствольном дворе следует производить одновременно (например, по сигналу или с помощью специального телефона). Одновременно с этим измеряется температура воздуха (в °C) на поверхности $t_{\text{п}}$ и на горизонте околоствольного двора $t_{\text{ш}}$.

Высотная отметка $H_{\text{ш}}$ репера $R_{\text{ш}}$ в шахте определяется по формуле

$$H_{\text{ш}} = H_{\text{п}} + a_{\text{п}} - (N_{\text{п}} + n_{\text{п}}) - (N_{\text{ш}} + n_{\text{ш}}) - a_{\text{ш}} + \Delta l_1 + \Delta l_2 + \Delta l_3 + \Delta l_4,$$

где Δl_1 — поправка, полученная в результате компарирования ленты; Δl_2 — поправка на тепловое расширение ленты; Δl_3 — поправка на удлинение ленты от разности масс грузов, принятых при измерении и компарировании; Δl_4 — поправка на удлинение ленты за счет действия ее собственной массы.

Необходимость введения поправок вызвана тем, что деления на ленте наносятся при определенной температуре и натяжении, без учета действия собственной массы ленты. При

этих же условиях производится компарирование ленты. На ленту, опущенную в горную выработку, действуют другие натяжение и температура, изменяющие ее длину.

Поправка Δl_1 принимается по паспорту или по данным непосредственного компарирования на местном компараторе.

Поправку Δl_2 рассчитывают:

$$\Delta l_2 = \alpha L(t - t_0),$$

где α — температурный коэффициент линейного расширения ленты при изменении температуры на 1°C (для стали $\alpha = 11,5 \cdot 10^{-6}$); L — длина участка ленты, на котором производятся измерения, м; $t = \frac{t_n + t_m}{2}$ — средняя температура воздуха в стволе, $^\circ\text{C}$; t_0 — температура компарирования ленты, $^\circ\text{C}$.

Поправка Δl_3 вводится в тех случаях, когда масса груза не равна массе груза при компарировании:

$$\Delta l_3 = \frac{L(Q - Q_0)}{ES}, \quad (5.13)$$

где Q — масса рабочего груза, кг; Q_0 — масса груза при компарировании ленты, кг; E — модуль упругости (модуль Юнга) металла ленты (для стали $E = 2 \cdot 10^6$ Па); S — площадь поперечного сечения ленты, см^2 .

Поправка Δl_4 может быть определена по формуле (5.13), если вместо разности $Q - Q_0$ подставить значение среднего натяжения ленты $Q_{\text{ср}}$ под действием ее массы. Натяжение Q' под действием собственной массы на поверхности равно массе части ленты, опущенной в шахтный ствол, а на уровне подвешенного груза равно нулю. Таким образом

$$Q_{\text{ср}} = \frac{Q'}{2} = \frac{LS\gamma}{2}.$$

Выразив S в квадратных дециметрах, L в дециметрах и приняв $\gamma = 7,8$ кг/дм³ (плотность стали), получим $Q_{\text{ср}}$ (в кг):

$$Q_{\text{ср}} = \frac{7,8 \cdot 10LS}{2 \cdot 100} = \frac{7,8LS}{20}.$$

Подставив $Q_{\text{ср}}$ (вместо разности $Q - Q_0$) в формулу (5.13), получим

$$\Delta l_4 = \frac{LQ_{\text{ср}}}{ES} = \frac{7,8LLS}{20 \cdot 2 \cdot 10^6 S}$$

или

$$\Delta l_4 = \frac{L^2}{5 \cdot 10^6}$$

5.6.2. Передача высотной отметки с помощью дальномера ДА-2

Дальномер автоматический ДА-2 (рис. 5.15) состоит из ручной лебедки и барабана 2 с намотанной на нем проволокой. На одной оси с барабаном находится измерительный диск 1, размещенный в станине. Проволока направляется системой роликов 3 с барабана на измерительный диск и огибает его под углом 270° . Барабан лебедки жестко соединен с горизонтальной осью прибора и вращается рукояткой 4. Измерительный диск соединен со счетчиком оборотов 5, по которому отсчитывают сотни, десятки и единицы полных оборотов диска.

Длина окружности диска равна 1 м. Поэтому по счетчику оборотов определяют целое число метров пути, пройденного концом проволоки. Для получения долей оборотов окружность одной реборды диска разделена на 100 делений, каждое из которых равно 1 см. Десятые доли делений (1 мм) оценивают визуально.

Измерительный диск изготовлен из металла с небольшим коэффициентом теплового расширения. Для учета температуры диска к нему прикреплен термометр. На нижний конец проволоки подвешивается груз-рейка 6, представляющая собой стальной цилиндр, залитый свинцом. На поверхность цилиндра нанесены сантиметровые деления, оцифрованные в шахматном порядке. Такое устройство груза-рейки и ее оцифровка позволяют брать отсчеты даже при ее вращении.

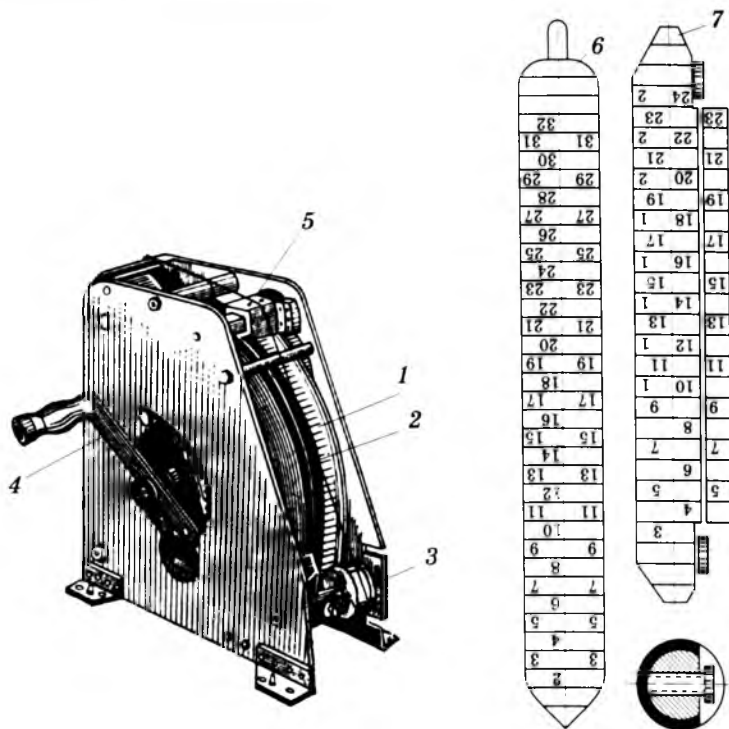


Рис. 5.15. Общий вид длиномера ДА-2

В комплект прибора входит также контрольная рейка 7, надеваемая на проволоку на 1–2 м выше груза-рейки. Контрольная рейка изготовлена из алюминия и крепится на проволоке двумя закрепительными винтами.

Работы по передаче высотной отметки состоят из двух полуприемов. Перед началом измерений длиномер устанавливают на приемной площадке, нивелиры — на поверхности и околоствольном дворе. Проволоку с грузом, перекинутую через блок (или непосредственно с прибора), опускают вниз (рис. 5.16). Когда груз-рейка Г достигнет горизонта нивелира на поверхности, спуск прекращают и берут отсчеты: по счетчику N_n ; по грузу-рейке n_n и по рейке a_n , установленной на

репере $R_{\text{п}}$. Когда контрольная рейка K займет положение груза-рейки — берут отсчеты $K_{\text{п}}$, $k_{\text{п}}$ и $a_{\text{п}}$. Далее продолжают спуск проволоки и, когда груз-рейка и контрольная рейка последовательно достигнут горизонта нивелира в шахте, берут соответственно отсчеты: $N_{\text{ш}}$, $a_{\text{ш}}$, $n_{\text{ш}}$ и $K_{\text{ш}}$, $k_{\text{ш}}$, $a_{\text{ш}}$. Этим завершается первый полуприем.

Второй полуприем измерений выполняют при подъеме груза-рейки, измерив предварительно начальное положение груза-рейки и горизонты нивелиров.

Отсчеты по нивелирным рейкам, мерной ленте, грузу-рейке и контрольной рейке фиксируют с точностью до миллиметров. Расхождение между двумя результатами или двумя превышениями не должно быть более 4 мм; за окончательный результат принимают среднее арифметическое.

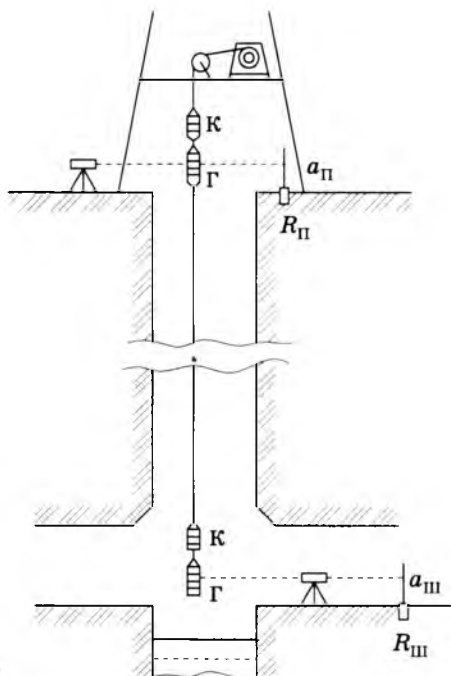


Рис. 5.16. Схема передачи высотной отметки с помощью дальномера ДА-2

В начале и конце работы измеряют температуру воздуха в околоствольном дворе и на поверхности, а также температуру мерного диска.

Отметку $H_{\text{ш}}$ репера в шахте $R_{\text{ш}}$ в каждом полуприеме определяют по формуле

$$H_{\text{ш}} = H_{\text{п}} - \Delta h,$$

где Δh — превышение репера на поверхности над репером в шахте.

В каждом полуприеме определяют Δh :

$$\left. \begin{aligned} \Delta h &= \frac{\Delta h_1 + \Delta h_2}{2}, \\ \Delta h_1 &= (N_{\text{п}} + n_{\text{п}}) - (N_{\text{ш}} + n_{\text{ш}}) + a_{\text{ш}} - a_{\text{п}}, \\ \Delta h_2 &= (K_{\text{п}} + k_{\text{п}}) - (K_{\text{ш}} + k_{\text{ш}}) + a_{\text{ш}} - a_{\text{п}}. \end{aligned} \right\} \quad (5.14)$$

Если расхождения значений Δh , полученных в первом и втором полуприемах, не превышают допустимых, вычисляют среднее арифметическое и вводят в него поправки (в м):

□ из-за изменения диаметра проволоки

$$\Delta d_{\text{п}} = 0,001\pi d(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}}), \quad (5.15)$$

где d — диаметр проволоки, мм;

□ из-за теплового расширения проволоки, вызванного разностью температуры на поверхности и в шахте:

$$\Delta t_{\text{п}} = \alpha_{\text{п}}(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}})(t_{\text{ср}} - t_{\text{п}}), \quad (5.16)$$

где $\alpha_{\text{п}}$ — температурный коэффициент линейного расширения металла проволоки (для стали $\alpha_{\text{п}} = 11,5 \cdot 10^{-6}$); $t_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{ш}}}{2}$ — средняя температура воздуха в стволе, °С ($t_{\text{п}}$, $t_{\text{ш}}$ — температура воздуха при измерении соответственно на поверхности и в шахте);

□ из-за теплового расширения окружности диска, вызванного разностью температур диска при компарировании и в период измерений:

$$\Delta t_d = \alpha_d(N_n - N_{ш})(t_d - t_0), \quad (5.17)$$

где α_d — температурный коэффициент линейного расширения металла диска; t_d, t_0 — температура диска соответственно при измерении и компарировании;

□ поправка, полученная в результате компарирования диска:

$$\Delta K = (N_n - N_{ш})(l - 1), \quad (5.18)$$

где l — длина окружности измерительного диска по паспорту завода-изготовителя, м.

Окончательно (с учетом поправок) формула для расчета $H_{ш}$ репера $R_{ш}$ в шахте примет вид:

$$H_{ш} = H_n - \Delta h + \Delta d_n + \Delta t_n + \Delta t_d + \Delta K. \quad (5.19)$$

Пример вычисления передачи отметки с поверхности в шахту с помощью дальномера ДА-2. Исходные данные приведены в табл. 5.6. Принципиальная схема передачи отметки представлена на рис. 5.16.

1. Вычисляем по формулам (5.14) величины четырех приближенных превышений между наземным и подземным репером.

При спуске дальномера в шахту (первый полуприем):

$$\begin{aligned} \Delta h_1 &= (N_n + n_n) - (N_{ш} + n_{ш}) + a_{ш} - a_n = \\ &= (3,691 + 0,047) - (91,026 + 0,105) + 1,431 - 1,676 = \\ &= 87,638 \text{ м;} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta h_2 &= (K_n + k_n) - (K_{ш} + k_{ш}) + a_{ш} - a_n = \\ &= (5,573 + 0,096) - (93,013 + 0,053) + 1,431 - 1,676 = 87,642 \text{ м.} \end{aligned}$$

При подъеме дальномера на поверхность (второй полуприем):

$$\begin{aligned} \Delta h_3 &= (3,870 + 0,068) - (91,588 + 0,117) + 1,622 - 1,498 = \\ &= 87,643 \text{ м;} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta h_4 &= (5,752 + 0,077) - (93,501 + 0,098) + 1,622 - 1,498 = \\ &= 87,646 \text{ м.} \end{aligned}$$

2. Расхождение в значениях Δh в первом и втором полуприемах не превышает допустимого значения 4 мм, поэтому вычисляем среднее арифметическое значение Δh :

$$\Delta h = \frac{\Delta h_1 + \Delta h_2 + \Delta h_3 + \Delta h_4}{4} = \frac{87,638 + 87,642 + 87,643 + 87,646}{4} = 87,642 \text{ м.}$$

3. Вычисляем по формулам (5.15)–(5.18) поправки в Δh при

$$(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}})_{\text{ср}} = \frac{(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}}) + (K_{\text{п}} - K_{\text{ш}}) + (N_{\text{п}} - N_{\text{ш}}) + (K_{\text{п}} - K_{\text{ш}})}{4} = \frac{(3,691 - 91,026) + (5,573 - 93,013) + (3,870 - 91,588) + (5,752 - 93,501)}{4} = 87,560 \text{ м:}$$

$$\Delta d_{\text{п}} = 0,001\pi d(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}})_{\text{ср}} = 0,001 \cdot 3,14 \cdot 1 \cdot 87,560 = 0,275 \text{ м;}$$

$$\Delta t_{\text{п}} = \alpha_{\text{п}}(N_{\text{п}} - N_{\text{ш}})_{\text{ср}}(t_{\text{ср}} - t_{\text{п}}) = 0,0000115 \cdot 87,560(10 - 6) = 0,004 \text{ м;}$$

Таблица 5.6

Исходные данные для вычисления передачи отметки с помощью дальномера ДА-2

Величина	Значение	Отсчеты при спуске ДА-2 в шахту (первый полуприем)		Отсчеты при подъеме ДА-2 на поверхность (второй полуприем)	
		величина	значение, м	величина	значение, м
$H_{\text{п}}, \text{ м}$	+ 113,786	$N_{\text{п}}$	3,691	$N_{\text{п}}$	3,870
$l, \text{ м}$	0,998	$n_{\text{п}}$	0,047	$n_{\text{п}}$	0,068
$d, \text{ м}$	0,001	$K_{\text{п}}$	5,573	$K_{\text{п}}$	5,752
$t_{\text{п}}, ^\circ\text{C}$	6	$k_{\text{п}}$	0,096	$k_{\text{п}}$	0,077
$t_{\text{ср}}, ^\circ\text{C}$	10	$N_{\text{ш}}$	91,026	$N_{\text{ш}}$	91,588
$t_{\text{о}}, ^\circ\text{C}$	18	$n_{\text{ш}}$	0,105	$n_{\text{ш}}$	0,117
$t_{\text{д}}, ^\circ\text{C}$	6	$K_{\text{ш}}$	93,013	$K_{\text{ш}}$	93,501
$\alpha_{\text{п}}$	0,0000115	$k_{\text{ш}}$	0,053	$k_{\text{ш}}$	0,098
$\alpha_{\text{д}}$	0,0000115	$a_{\text{п}}$	1,676	$a_{\text{п}}$	1,498
		$a_{\text{ш}}$	1,431	$a_{\text{ш}}$	1,622

$$\Delta t_d = \alpha_d(N_n - N_{ш})_{ср}(t_d - t_o) = 0,0000115 \cdot 87,560(6 - 18) = -0,012 \text{ м};$$

$$\Delta K = (N_n - N_{ш})_{ср}(l - 1) = 87,560(0,998 - 1) = -0,175 \text{ м}.$$

4. Вычисляем исправленное превышение Δh_n :

$$\begin{aligned} \Delta h_n &= \Delta h + \Delta d_n + \Delta t_n + \Delta t_d + \Delta K = \\ &= 87,642 + 0,275 + 0,004 + (-0,012) + (-0,175) = 87,734 \text{ м}. \end{aligned}$$

5. Вычисляем отметку репера в шахте:

$$H_{ш} = H_n - \Delta h_n = +113,786 - 87,734 = +26,052 \text{ м}.$$

Итак, по исходным данным примера получили отметку репера в шахте $H_{ш} = +26,052$ м. При наличии данных второй независимой передачи отметки получили бы еще один результат $H_{ш}$, расхождение между двумя передачами не должно превышать значения (в мм) $10 + 0,2H$ (H — глубина шахтного ствола, м). При допустимых расхождениях за окончательное значение $H_{ш}$ принимают среднее арифметическое двух определений.

6

МАРКШЕЙДЕРСКИЕ РАБОТЫ ПРИ УГЛУБКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Углубкой называют увеличение глубины шахтного ствола для вскрытия и подготовки шахтного поля на новом горизонте. Особенностью углубки ствола являются горнопроходческие работы, которые часто приходится вести в условиях эксплуатации подъема в стволе, предназначенного для выдачи горной массы с действующих горизонтов.

Углубку вертикальных стволов шахт осуществляют по нескольким технологическим схемам (рис. 6.1):

- сверху вниз полным сечением с использованием постоянной подъемной машины с разгрузкой породы на поверхности (схема I);

- сверху вниз полным сечением с расположением подъемной установки и разгрузкой породы на действующем горизонте (схема II);

- снизу вверх узким сечением и последующим расширением сверху вниз с приемом породы на подготовительном горизонте с использованием слепого углубочного ствола (схема III);

- комбинированная (верхний этаж углубляют по схеме III, последующие этажи по схеме II) с разгрузкой породы на подготовительном горизонте (схема IV).

Восстановление центра и осей шахтного ствола

6.1.

При углубке ствола или его реконструкции возникает необходимость восстановления координат центра и направления осей ствола. Это связано с тем, что фактическое положение

ние центра ствола и осей может изменяться в связи с деформацией как самого ствола, так и его армировки.

При реконструкции ствола координаты центра и направление осей определяют по результатам съемки характерных точек устья и главных расстрелов нескольких ярусов в ненарушенной части ствола, при углубке — по результатам съемки элементов части ствола, прилегающей к интересующему горизонту.

Если реконструируют весь ствол или его значительную часть, то перед реконструкцией производят профилировку стенок ствола и расстрелов, на основе которой составляют проект реконструкции. Перед углубкой ствола профилировка выполняется в нижней части ствола, непосредственно прилегающей к горизонту углубки.

Для определения координат центра ствола намечают не менее трех точек по контуру горизонтального сечения ствола и определяют их координаты. Затем наносят эти точки на план, графически находят центр ствола и определяют его координаты.

Если невозможно наметить точки на контурах сечения ствола, то для определения координат центра ствола опускают в ствол три отвеса A , B и B , располагая их как можно ближе к стенкам ствола. После закрепления отвесов определяют их координаты. С этой целью измеряют углы β_1 , β_2 и β_3 , а также расстояния S_1 , S_2 и S_3 от точки опорной сети до отвесов (рис. 6.2, а). Затем измеряют расстояния l_1 , l_2 и l_3 от отвесов до стенок ствола. В результате получают три точки, расположенные на контуре сечения. Определение координат центра выполняют графическим методом последовательных приближений в следующем порядке:

□ по определенным съемкой координатам отвесов (точки A , B и B) наносят их на план (рис. 6.2, б);

□ приняв точки A , B и B за точки окружности, находят по трем хордам точку O_1 , которую приближенно принимают за центр искомой окружности;

□ из точки O_1 проводят радиусы O_1A , O_1B и O_1B (рис. 6.2, в);

□ от точек A , B и B , откладывая на продолжении радиусов расстояния l_1 , l_2 и l_3 , получают точки a_1 , b_1 и v_1 ;

□ приняв точки a_1 , b_1 и v_1 за точки окружности, находят по трем хордам точку O_2 — положение центра во втором приближении;

□ из точки O_2 проводят радиусы O_2A , O_2B и O_2B и аналогично находят точки a_2 , b_2 и v_2 (рис. 6.2, z);

□ приняв точки a_2 , b_2 и v_2 за точки окружности, находят по трем хордам точку O_3 — положение центра ствола в третьем приближении.

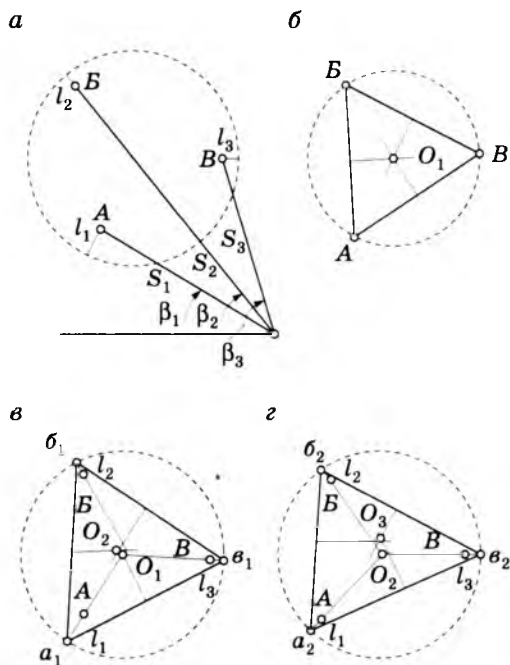


Рис. 6.2. Схема к определению координат центра ствола шахты

Обычно точка O_3 получается настолько близко к точке O_2 , что ее с достаточной степенью точности можно принять за центр ствола. Координаты центра ствола определяют графически.

Ввиду того что измерение расстояний от отвесов до стенок ствола по створу отвесов затруднительно, чаще всего координаты центра определяют по способу последовательных приближений. Координаты центра могут быть определены аналогичным способом. Для этого необходимо иметь координаты центра и трех точек, расположенных на окружности, а также радиус сечения ствола.

При определении дирекционного угла оси ствола (рис. 6.3) учитывают, что ось подъема совпадает с осью центрального расстрела, а оси ствола и подъема параллельны. Следовательно, для определения в натуре положения оси ствола следует определить дирекционный угол оси центрального расстрела. Зная дирекционный угол оси ствола и определив координаты центра ствола, можно в натуре произвести разбивку осей ствола и закрепить их осевыми точками.

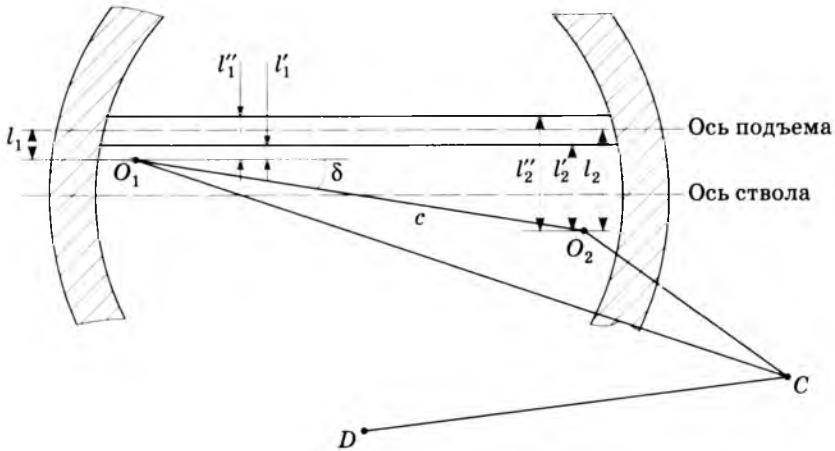


Рис. 6.3. Схема определения дирекционного угла оси шахтного ствола

В ствол вблизи центрального расстрела и возможно ближе к стенкам ствола опускают два отвеса O_1 и O_2 . Определяют дирекционный угол створа отвесов $\alpha_{O_1 O_2}$ решением задачи примыкания на поверхности по способу соединительных тре-

угольников. Для контроля примыкание к отвесам выполняют дважды.

Дирекционный угол оси ствола

$$\alpha = \alpha_{O_2 O_1} - \delta,$$

где $\sin \delta = \frac{l_2 - l_1}{c}$ или $\delta'' = \frac{l_2 - l_1}{c} \rho''$, c — расстояние между отвесами.

Расстояния l_1 и l_2 определяют как среднее ряда измерений на разных горизонтах (ярусах) расстрелов. Практически эти расстояния следует измерять от отвеса до граней расстрела. Измерив l'_1 , l''_1 , l'_2 и l''_2 , найдем:

$$l_1 = \frac{l'_1 + l''_1}{2}, \quad l_2 = \frac{l'_2 + l''_2}{2}.$$

Определив координаты центра и дирекционный угол оси ствола шахты, разбивку осевых точек в натуре производят обычными способами, используя точки C и D , от которых производили определения центра и направления осей ствола.

При углубке ствола положение его осей закрепляют осевыми точками в кровле околоствольного двора и в стенках ствола на уровне опорного венца. Если ствол не деформирован, то направление осей, полученное контрольными измерениями перед углубкой, совпадает с закрепленными ранее осями. В этом случае нет необходимости прибегать к повторному закреплению осей.

6.2. Работы при углубке шахтного ствола

В общем случае проходка ствола при его углубке ведется сверху вниз или снизу вверх.

При углубке ствола сверху вниз работы, проводимые маркшейдером, аналогичны работам при проходке ствола. Некоторые особенности имеются в способах восстановления

и закрепления центра и основных осей ствола в углубляемой части. В связи с этим рассмотрим три характерных случая.

В первом случае, когда *углубка ведется под полком*, сооруженным ниже горизонта почвы горных выработок существующего околоствольного двора, определив положение центра и направление осей ствола по его нижней части, примыкающей к сопряжению ствола с околоствольным двором, закрепляют направление осей ствола скобами на стенках. Опустив с этих скоб осевые отвесы ниже уровня будущего полка, по ним устанавливают нижний ярус осевых скоб. Между скобами натягивают проволоки, точка пересечения которых определяет центр ствола.

Во втором случае *углубка ведется через углубочный ход*, пройденный в углубочном отделении ствола (рис. 6.4). В восстающий опускают два отвеса O_1 и O_2 и примыканием к ним на рабочем горизонте с точек, которыми пользовались для определения координат центра ствола, определяют их координаты. Под целиком производят разбивку центра и осей. Теодолит устанавливают в точке T , выбранной так, чтобы создать выгодную форму соединительного треугольника. При визировании на отвесы отмечают на продолжении линий TO_1 и TO_2 точки a и b на стенках ствола. В результате вычисления соединительного треугольника получают координаты точки T и дирекционные углы α_{TO_2} и α_{TO_1} . По координатам точек C и T решением обратной геодезической задачи вычисляют дирекционный угол α_{TC} , длину TC и углы aTC и bTC . Выноской угла aTC и длины TC находят положение центра ствола в натуре. Для контроля выносят центр от направления bT , откладывая угол bTC и длину TC .

Зная дирекционный угол α_{TC} и дирекционный угол оси ствола, по их разности находят угол направления оси β , который откладывают теодолитом, установленным в точке центра ствола C , от направления TC . Ось закрепляют скобами в стенках камеры.

В третьем случае *углубка ведется через вспомогательные выработки*, пройденные вне сечения ствола шахты (рис. 6.5).

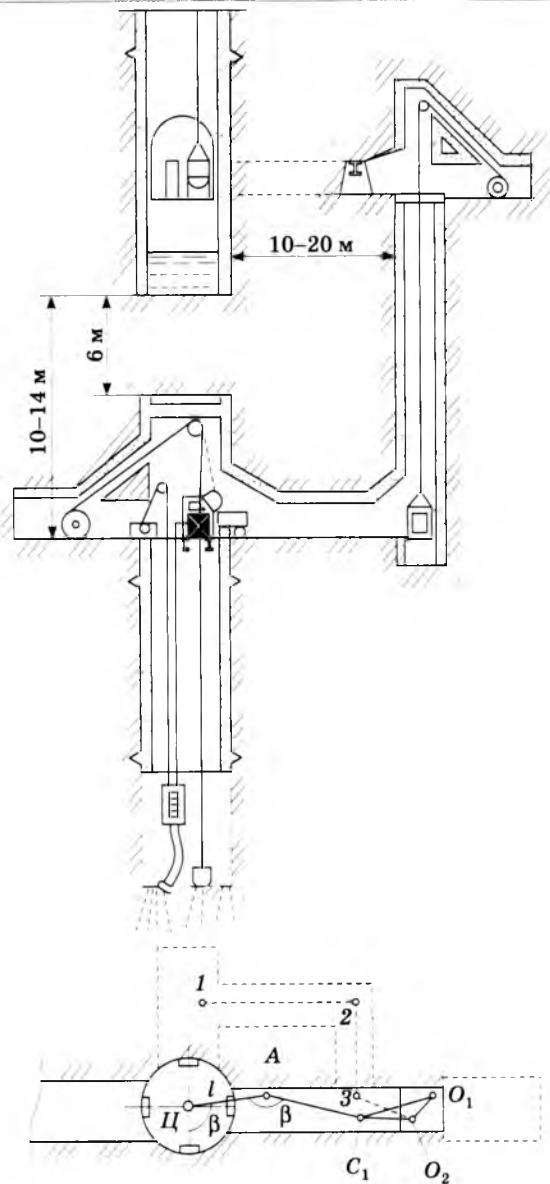


Рис. 6.5. Схема углубки ствола через вспомогательные вертикальные выработки, пройденные вне сечения ствола шахты (1-3 — точки полигометрического хода в шахте)

От предыдущего этот случай отличается необходимостью дополнительного проведения полигонометрии от ствола к восстающему (вертикальному или наклонному), ориентирования по нему и прокладывания полигонометрии в камеру, рассеченную под стволом.

Имея точки C_1 и A , координаты которых определены в результате ориентирования по восстающему, и зная координаты центра ствола и дирекционный угол одной из осей, вычисляют угол направления β и длину l , которые и определяют положение центра ствола под целиком. Вычислив по разности дирекционных углов оси ствола и линии $ЦА$ угол направления β , выносят ось ствола в натуру и закрепляют осевыми скобами в стенках ствола.

Углубка ствола снизу вверх может производиться:

□ предварительно узким сечением с последующим расширением сверху вниз до полного сечения ствола;

□ полным сечением с установкой временной или постоянной крепи (этот способ углубки возможен только после предварительного вскрытия нового горизонта какой-либо горной выработкой).

При углубке ствола снизу вверх в нижней части существующего ствола определяют координаты его центра и дирекционный угол оси от точек подземной полигонометрии. От этих же точек прокладывают полигонометрический ход к выработке, вскрывающей новый горизонт, и от нее по выработкам нового горизонта — полигонометрию в камере, рассеченной под стволы. От точек полигонометрии выносятся центр ствола и его оси. Центр ствола надежно закрепляют в почве выработки, а оси ствола — в стенках или кровле.

Итак, при углубке ствола сверху вниз под породным целиком или предохранительным полком из действующей части ствола в углубляемую часть переносят центр и оси ствола. Расхождения между результатами двух определений не должны превышать в положении центра — 20 мм, в направлении осей — 5 мм.

Для углубки с выдачей породы на углубочный горизонт определяют центр и оси ствола действующего горизонта, вы-

полняют ориентировку углубочного горизонта через вертикальную или наклонную выработку, соединяющую действующий горизонт с углубочным, выносят и закрепляют центр и оси ствола под целиком.

Измерения для задания направления при углубке ствола выполняют независимо дважды. Разности определений координат центра сечения для действующей части не должны превышать 20 мм, для углубляемой части — 70 мм.

При армировании углубляемой части ствола одновременно с проходкой примыкающие к действующей части ствола четыре-пять ярусов расстрелов следует устанавливать только после сбойки ствола. При этом смещения в горизонтальной плоскости соответственных расстрелов относительно друг друга не должны превышать 10 мм при металлической армровке и 20 мм при деревянной.

При проходке ствола снизу вверх для проверки правильности размеров поперечного сечения и вертикальности пройденной части ствола используют два проходческих отвеса, закрепляемых на скобах в лестничном и бадьевом отделениях ниже отбойного полка.

При проверке положения забоя над проходческими отвесами центрируют временные шнуровые отвесы, закрепляемые непосредственно в забое. Проверку вертикальности ствола следует выполнять через каждые 3 м подвигания забоя, а перенесение скоб проходческих отвесов — через каждые 10 м.

7

СЪЕМКА И ЗАМЕРЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Вначале перечислим основные объекты маркшейдерской съемки:

- все горные выработки (подготовительные, очистные, разведочные, гидрогеологические, технические скважины, камеры различного назначения);

- целики полезного ископаемого, оставленные между подготовительными выработками и под охраняемыми объектами, бутовые полосы, границы закладки;

- капитальные изолирующие перемычки, установленные в действующих горных выработках, соединяющие две шахты или отдельные блоки с независимым проветриванием;

- перемычки, изолирующие пожарные участки, опасные по прорыву воды, плывунов или пульпы в действующие выработки;

- водоотливные и вентиляционные устройства;

- места горных ударов, внезапных выбросов горных пород и газа, взрывов газа или пыли;

- места прорыва воды, плывунов и усиленного водопроявления;

- места карста и купола вывалов (высотой более 1 м) в действующих горных выработках.

Данные по тектонике, структуре пласта и вмещающих пород, об их пространственном положении предоставляет геологическая служба горного предприятия.

Съемка горных выработок для пополнения планов должна производиться не реже одного раза в месяц, если большая частота не установлена внутриведомственно.

Съемку горных выработок, в которых запрещается пребывание людей (недоступные горные пустоты), выполняют ме-

годами и приборами, обеспечивающими безопасность работ. Для этого могут использоваться лазерные рулетки, тахеометры (тотальные станции), дальномерные насадки, позволяющие измерять расстояния без отражателя. Горные выработки большого сечения рекомендуется снимать методами световых сечений и звуколокации (см. 7.6.).

Процесс съемки подземных горных выработок включает построение:

- маркшейдерских опорных сетей (главная геометрическая основа всех подземных съемок), предназначенных для развития съемочных сетей и составления планов горных выработок, а также для решения других горно-геометрических задач;

- съемочных сетей 1-го разряда (геометрическая основа съемки подготовительных выработок);

- съемочных сетей 2-го разряда (геометрическая основа съемки очистных забоев и нарезных выработок в очистных блоках).

Для решения особых задач прокладывают сети повышенной точности специального назначения (точность угловых и линейных измерений в которых устанавливается программой измерений, разработанной для каждого конкретного случая). В дальнейшем эти сети используются как опорные.

Построение маркшейдерских сетей производят методом полигонометрии. Полигонометрические ходы могут быть:

- замкнутыми, когда они начинаются от исходного пункта и исходной стороны и примыкают к ней же (имеют форму замкнутого многоугольника);

- висячими, когда они начинаются от исходного пункта и исходной стороны, а на другом конце полигона не примыкают к исходному пункту (при этом их следует прокладывать дважды или примыкать к гиристоронам);

- разомкнутыми, когда они начинаются с исходного пункта и примыкают к другому пункту (имеют вид ломаной или прямой линии).

Подземные маркшейдерские

7.1. опорные сети

Главной геометрической основой для выполнения съемок горных выработок и решения горно-геометрических задач, связанных с обеспечением правильной и безопасной разработки месторождений полезных ископаемых, являются подземные маркшейдерские опорные сети, построение которых осуществляют по техническому проекту, составленному с учетом перспективного плана развития горных работ.

7.1.1. Построение подземных опорных сетей

Исходными пунктами для развития подземных маркшейдерских опорных сетей служат пункты центрирования и ориентирования сети, закрепленные в околоствольных выработках на каждом горизонте ведения горных работ.

Ориентирование опорной сети (определение дирекционного угла исходной стороны) выполняют гироскопическим или геометрическим способом (см. 5). Центрирование опорной сети (определение координат исходного пункта) и передачу высот производят от подходных пунктов и реперов на промышленной площадке.

При появлении на шахтном поле новых горных выработок, имеющих выход на земную поверхность, должна быть рассмотрена необходимость и целесообразность их использования для дополнительного ориентирования и центрирования подземной опорной сети относительно опорной сети на земной поверхности. Результаты рассмотрения оформляются протоколом, утвержденным главным маркшейдером вышестоящей организации (рудоуправления, объединения).

Погрешность положения наиболее удаленного пункта полигонометрической сети шахтного поля по отношению к пунктам маркшейдерской опорной сети на земной поверхности или к исходному пункту подземной сети не должна превы-

шать 1,2 мм в масштабе основного плана (трехкратная величина среднеквадратической погрешности).

Высоты пунктов определяют геометрическим или тригонометрическим нивелированием.

Пункты полигонометрических ходов не должны отставать от забоев выработок больше чем на 100 м, если основные планы горных выработок составлены в масштабе 1:2000, и на 500 м, если планы составлены в масштабе 1:1000.

Построение опорных сетей производят в основном с разделением полигонометрических ходов на секции гироскопически ориентированными сторонами (гиросторонами), положение и число которых определяются при составлении проекта сети.

Построение систем полигонометрических ходов, разделенных на секции гиросторонами, производят при удалении пунктов сети от точек центрирования на расстояние 1,5–2,0 км и более. Гиростороны размещают, как правило, через 20–30 углов хода. Меньшая частота размещения гиросторон может быть обоснована в проекте сети в зависимости от точности измерения углов и точности определения дирекционного угла.

По срокам существования и способу закрепления пункты подземных маркшейдерских опорных сетей разделяют на постоянные и временные (рис. 7.1).

Центр постоянного пункта, закладываемый в почве выработки (рис. 7.1, а), представляет собой металлический штырь диаметром 12–30 мм и длиной от 200 до 700 мм, зазубренный или загнутый в нижней части в виде крючка и бетонируемый в почве выработки. Длину штыря выбирают в зависимости от устойчивости пород выработки. Для общей сохранности рекомендуется в головку центра запрессовывать медную пробку диаметром 5–10 мм и на ней насекают центр.

Центр, закладываемый в кровле выработки (рис. 7.1, б, в), фиксируется прорезью или отверстием, просверленным в нижней части маркшейдерского стержня или в запрессованной в него медной пробке. Стержень бетонируют или забивают в деревянную пробку.

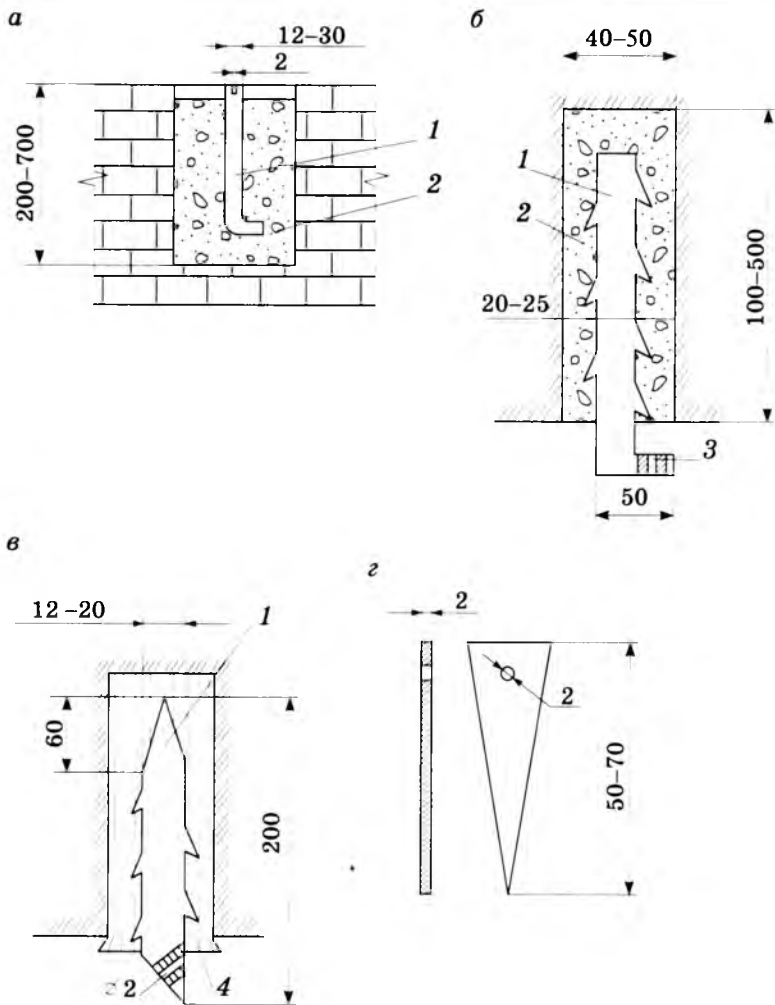


Рис. 7.1. Центры постоянных (а-в) и временных (г) пунктов опорных подземных маркшейдерских сетей:
 1 — металлический штырь; 2 — бетон; 3 — медная пробка;
 4 — деревянная пробка

Центры постоянных знаков должны быть устойчивыми против коррозии. Диаметр отверстия керна или ширина прорези центров должны быть не более 2 мм. Эскизы закреп-

пленных постоянных пунктов заносят в журнал угловых измерений.

Центр временного пункта (рис. 7.1, *г*) в выработках с анкерной крепью забивается в деревянную пробку, а в выработках с металлической арочной крепью — в деревянный клин, вбитый между стяжками крепи.

Постоянные и временные пункты подземных сетей должны иметь цифровую нумерацию. Порядок их нумерации определяет старший маркшейдер рудника. Повторение номеров постоянных пунктов на одном и том же горизонте не допускается. При маркировке постоянных пунктов, имеющих высотную отметку, кроме номеров указывается и их буквенное обозначение R_p . Допускается указание номера на крепи или боках выработки краской или другим способом, обеспечивающим долговременную сохранность надписи. Постоянные и временные пункты, которые оказались нарушенными, подлежат ликвидации.

Постоянные пункты закладывают группами в местах, обеспечивающих их неподвижность и длительную сохранность. При неустойчивых породах постоянные пункты закладывают по мере возможности. В каждой группе, как правило, должно быть не менее трех пунктов, а в околоствольном дворе при исходном ориентировании — не менее четырех.

Показатели точности измерений в полигонометрических ходах:

□ средняя квадратическая погрешность гироскопического ориентирования не более $1'$;

□ среднеквадратические погрешности измерения горизонтальных углов — $15''$, вертикальных — $30''$;

□ расхождение между двумя измерениями линии стальными рулетками не более $1:5000$ ее длины, светодальномерами — не более 2 см.

Если пункты опорной сети подвергаются сдвигению, то координаты этих пунктов разрешается использовать для пополнения сети при соблюдении следующих условий:

□ расстояние между последними сохранившимися пунктами изменилось не более чем на 15 см;

□ общая протяженность пополняемых участков сети не превышает 1,5 км;

□ дирекционный угол начальной стороны прокладываемого хода определяют гироскопическим способом.

Пополнение сети при выполнении указанных условий допускается не более трех раз.

При реконструкции опорной сети изменения в положении пунктов полигонометрии, наиболее удаленных от точек центрирования, не должны превышать 1,2 мм в масштабе основного плана. Порядок и сроки реконструкции опорной сети, в зависимости от ее состояния и местных горнотехнических условий, устанавливает старший маркшейдер (маркшейдер) рудника. Проект реконструкции сети утверждает главный маркшейдер рудоуправления.

7.1.2. Угловые измерения

Углы в подземных маркшейдерских полигонометрических ходах измеряют теодолитами со средней квадратической ошибкой измерения угла не более 15". Способы центрирования теодолита и сигналов определяют в зависимости от длины сторон согласно табл. 7.1. Шнуровые отвесы, используемые для центрирования теодолита или сигнала, должны быть ограждены от влияния воздушной струи.

Таблица 7.1

Способы центрирования теодолита и сигналов

Длина стороны, м	Способ центрирования
5–10	Автоматическое
10–20	Оптическое или двукратное отвесом (с измерением угла при каждом центрировании)
Более 20	Однократное центрирование теодолита шнуровым отвесом

В полигонометрических ходах, прокладываемых в выработках с углом наклона менее 30° , углы измеряют способом повторений (одним повторением) или способом приемов (одним приемом).

При измерении углов способом повторений разность между одинарным и окончательным (средним) значениями угла не должна превышать $30''$. При измерении способом приемов расхождение между полуприемами не должно превышать $45''$.

Измерение углов в выработках с углом наклона более 30° рекомендуется выполнять способом приемов (не менее двух), соблюдая следующие правила:

□ перед каждым приемом устанавливают вертикальную ось вращения теодолита в отвесное положение и повторно центрируют прибор;

□ перед повторным измерением угла начальный отсчет изменяют приблизительно на 180° .

Расхождения углов, полученных в отдельных приемах, не должны превышать $1'$, а расхождения углов между полуприемами — величин, приведенных в табл. 7.2.

Перед использованием постоянных пунктов сети измеряют контрольный угол. Разность между предыдущим значением и контрольным не должна превышать $1'$.

Таблица 7.2

Расхождения углов (в опорных сетях) между полуприемами для выработок с углами наклона более 30°

Углы наклона	Допустимые расхождения	
	на сопряжении горизонтальной и наклонной выработок	в наклонной выработке
31–45°	80" (1'20")	120" (2'00")
46–60°	110" (1'50")	150" (2'30")
61–70°	150" (2'30")	240" (4'00")

7.1.3. Линейные измерения

В полигонометрических ходах длину сторон измеряют стальными компарированными рулетками, светодальномерами и другими приборами, обеспечивающими необходимую точность. Стальные рулетки (ленты) должны быть компарированы с относительной погрешностью не более 1:15 000.

Линейные измерения в полигонометрических ходах опорной сети выполняют при постоянном натяжении измерительного прибора, равного натяжению при компарировании. Силу натяжения фиксируют динамометром. Температуру воздуха учитывают в том случае, когда ее изменение относительно температуры компарирования превышает 5 °С.

Отклонение промежуточных отвесов от створа линии при минимальной длине интервала 10 м не должно превышать 10 см. Каждый интервал измеряют не менее двух раз; второе измерение выполняют, сместив рулетку; отсчеты берут с точностью до миллиметров.

Стороны полигонометрических ходов измеряют дважды — в прямом и обратном направлениях. Разрешается измерять длину стороны хода в одном направлении со смещением промежуточных отвесов, с измерением угла наклона стороны или со смещением рулетки при повторном измерении. Измерение длин светодальномером в одном направлении допускается при повторном центрировании прибора. В висячих ходах, примыкающих к гиросторонам, длину сторон обязательно измеряют в прямом и обратном направлениях.

Допустимые расхождения между двумя измерениями длин сторон, а также между горизонтальными проложениями в наклонных выработках при измерении линии стальными рулетками — не более 1:5000 ее длины, светодальномерами — 2 см.

Угловая невязка f_{β} в полигонометрических ходах не должна превышать величин:

□ в замкнутых полигонах

$$f_{\beta} = 2m_{\beta} \sqrt{n}, \quad (7.1)$$

□ в висячих полигонах, пройденных дважды,

$$f_{\beta} = 2m_{\beta} \sqrt{n_1 + n_2}, \quad (7.2)$$

□ в секциях полигонов и в разомкнутых полигонах, проложенных между гиросторонами,

$$f_{\beta} = 2 \sqrt{2m_{\alpha}^2 + nm_{\beta}^2}, \quad (7.3)$$

где m_{β} — средняя квадратическая погрешность измерения угла; m_{α} — средняя квадратическая погрешность определения дирекционных углов гиросторон; n — число углов полигонометрического хода; n_1, n_2 — число углов соответственно в первом и втором ходах.

Пример оценки точности измерения горизонтальных углов. Определить угловую невязку в замкнутом подземном полигонометрическом ходе и оценить точность измерения горизонтальных углов, измеренных теодолитом Т30 и равных соответственно: $\beta_1 = 34^{\circ}14'15''$, $\beta_2 = 90^{\circ}21'00''$, $\beta_3 = 179^{\circ}42'45''$, $\beta_4 = 58^{\circ}13'15''$, $\beta_5 = 177^{\circ}27'00''$.

1. Определяем теоретическую сумму внутренних углов замкнутого полигонометрического хода:

$$\Sigma\beta_{\text{т}} = 180^{\circ} \cdot (n - 2) = 180^{\circ} \cdot (5 - 2) = 540^{\circ},$$

где n — число углов полигонометрического хода.

2. Определяем фактическую (измеренную) сумму внутренних углов замкнутого полигонометрического хода:

$$\begin{aligned} \Sigma\beta_{\text{изм}} &= \beta_1 + \beta_2 + \beta_3 + \beta_4 + \beta_5 = \\ &= 34^{\circ}14'15'' + 90^{\circ}21'00'' + 179^{\circ}42'45'' + 58^{\circ}13'15'' + 177^{\circ}27'00'' = \\ &= 539^{\circ}58'15''. \end{aligned}$$

3. Определяем угловую невязку:

$$f_{\beta} = \Sigma\beta_{\text{изм}} - \Sigma\beta_{\text{т}} = 539^{\circ}58'15'' - 540^{\circ}00'00'' = -0^{\circ}01'45''.$$

4. Определяем допустимую угловую невязку по формуле (7.1):

$$f_{\beta_{\text{доп}}} = 2m_{\beta} \sqrt{n} = 2 \cdot 30' \cdot \sqrt{5} = 0^{\circ}02'14''.$$

Поскольку углы измеряли теодолитом Т30, то $m_{\beta} = 30''$.

5. Оцениваем точность измерения горизонтальных углов. Так как

$$f_{\beta_{\text{доп}}} > f_{\beta},$$

т. е. $0^{\circ}02'14'' > 0^{\circ}01'45''$, следовательно, результаты измерений углов удовлетворяют требованиям.

Линейная относительная невязка в замкнутых полигонах не должна превышать 1:5000 длины хода, в разомкнутых — 1:3000. Расхождение между дважды пройденными полигонометрическими ходами (без их предварительного уравнивания) не должно быть более 1:3000 суммарной длины хода. При длине хода менее 500 м абсолютная невязка в разомкнутых полигонах не должна превышать 25 см. В полигонометрических ходах, разделенных на секции и примыкающих в конце хода к пункту (отвесу), абсолютная линейная невязка не должна превышать 0,8 мм в масштабе основного плана.

7.1.4. Определение высот пунктов опорной сети

Определение высот пунктов опорной сети выполняют геометрическим и тригонометрическим нивелированием.

Геометрическое нивелирование выполняют, как правило, по выработкам с углом наклона менее 5° . Тригонометрическое нивелирование рекомендуется производить одновременно с проложением полигонометрического хода.

До начала нивелирования должна быть проверена устойчивость реперов, используемых в качестве исходных. Разность между контрольными и ранее установленными превышениями между реперами не должна быть более 30 мм.

Возможные схемы выполнения работ при *геометрическом нивелировании* в горных выработках, где реперы закладываются как в кровле, так и в почве, представлены на рис. 7.2. Геометрическое нивелирование производят методом «из середины» с установкой нулевого деления (пятки) рейки на нивелируемые точки.

Нивелирование выполняется по реперам, расположенным в почве выработки (рис. 7.2, а). Превышение h пункта B над пунктом A определяется разностью отсчетов a и b по рейкам, установленным соответственно на задней и передней точках, т.е. $h = a - b$.

Нивелирование ведется по реперам, из которых задний расположен в почве, передний — в кровле выработки (рис. 7.2, б).

Превышение h переднего репера B над задним A равно сумме отсчетов по обеим рейкам, т.е. $h = a + b$.

Нивелирование выполняется по реперам, закрепленным в кровле выработки (рис. 7.2, *в*). Превышение h определяется разностью отсчетов a и b по рейкам, подвешенным соответственно на передней B и задней A точках, т.е. $h = b - a$.

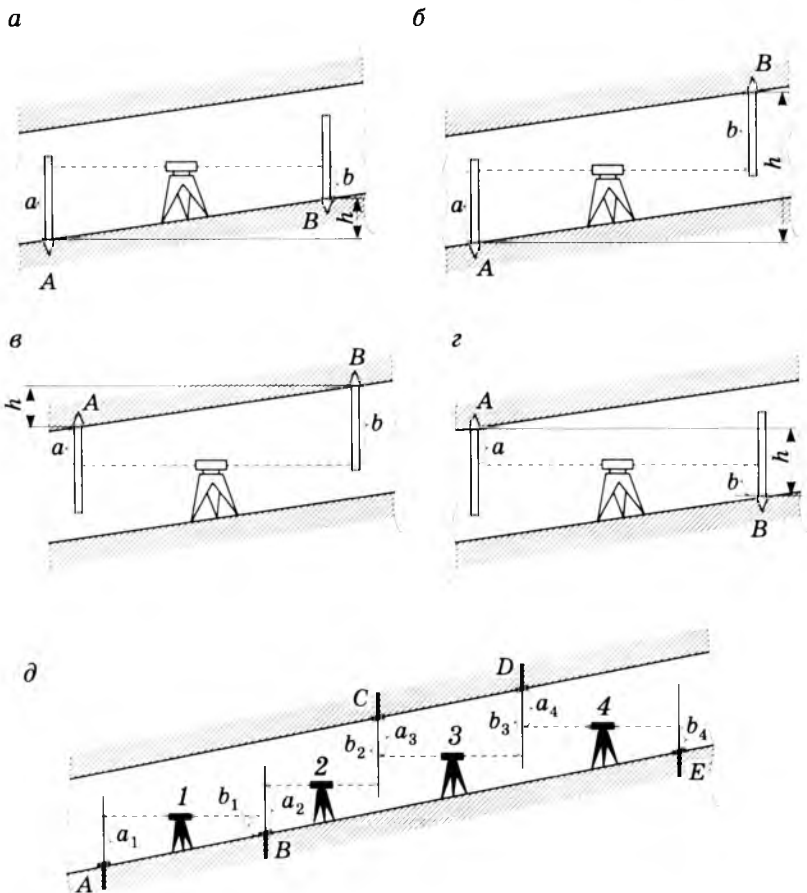


Рис. 7.2. Схемы геометрического нивелирования в подземных горных выработках:

a, б, в, г — возможные варианты расположения реек; *д* — общая схема

Нивелируются реперы, из которых задний закреплен в кровле, а передний — в почве выработки (рис. 7.2, *з*). При такой схеме нивелирования превышение h пункта B над A равно сумме отсчетов по рейкам, но со знаком минус, т.е. $h = -(a + b)$.

Рассмотренные случаи могут быть объединены *общим правилом*: превышение между реперами при любой схеме нивелирования равно разности отсчетов по рейке заднего и переднего реперов, при этом отсчет по рейке репера, расположенного в почве выработки, считается положительным, а расположенного в кровле выработки — отрицательным.

На рис. 7.2, *д* изображены станции № 1–4 с описанными выше возможными комбинациями расположения реек на задней и передней точках. Согласно общему правилу превышения на этих станциях будут:

$$h_1 = a_1 - b_1,$$

$$h_2 = a_2 + b_2 = a_2 - (-b_2),$$

$$h_3 = b_3 - a_3 = (-a_3) - (-b_3),$$

$$h_4 = -(a_4 + b_4) = (-a_4) - b_4.$$

При передаче высот геометрическим нивелированием прокладывают замкнутые ходы в одном направлении или висячие ходы в прямом и обратном направлениях. Расстояние между нивелиром и рейками не должно превышать 100 м. Отсчеты по рейкам берут с точностью до миллиметров. Расхождение в превышениях на станции, определенных по черным и красным сторонам реек или при двух горизонтах инструмента, не должно превышать 10 мм.

Невязки ходов геометрического (технического) нивелирования не должны превышать (в мм) $\pm 50\sqrt{L}$, где L — длина хода, км.

Пример оценки точности в определении превышений. Найти допустимую невязку нивелирного разомкнутого хода длиной 3598 м. Оценить точность, если фактическая невязка $f_{h_{\text{взм}}} = -100$ мм.

1. Определяем допустимую невязку технического нивелирования хода:

$$f_{h_{\text{доп}}} = \pm 50 \sqrt{L} = \pm 50 \sqrt{3,598} = \pm 95 \text{ мм.}$$

2. Оцениваем точность в определении превышений. Так как $f_{h_{\text{нам}}} > f_{h_{\text{доп}}}$, т.е. $100 > 95$, то точность в определении превышений не удовлетворяет требованиям.

При передаче высот *тригонометрическим нивелированием* вертикальные углы измеряют теодолитом (точностью не ниже той, которая определяется теодолитом типа Т15) одним приемом в прямом и обратном направлениях. Расхождение значений места нуля не должно превышать $1,5'$. Стороны хода измеряют в соответствии с требованиями для линейных измерений в подземных полигонометрических ходах. Высоты инструмента и сигналов измеряют рулеткой дважды, отсчеты берут с точностью до миллиметров. Разность превышений (в мм) для одной и той же линии не должна быть более $0,4l$, где l — длина линии, м. Для всего хода расхождение в превышениях (в мм) не должно быть более $\pm 100\sqrt{L}$, где L — длина хода, км.

Тригонометрическое нивелирование в подземных горных выработках, так же как и геометрическое, имеет некоторые особенности.

Пусть имеются два расположенных в почве пункта A и B (рис. 7.3, a). Требуется определить превышение пункта B над пунктом A . Теодолит для измерения угла наклона v стороны AB можно расположить как в точке A , так и в точке B . Вначале расположим теодолит в нижней точке. Тогда над пунктом B подвешивают отвес, на котором отмечается точка (например, точка входа шнура, острие отвеса). Визирование зрительной трубы теодолита производят на эту точку. Вычисление превышения для случая, показанного на рисунке, может производиться по двум формулам, в одной из которых используются горизонтальное проложение s и тангенс угла наклона v , в другой — синус угла наклона v и наклонная длина S .

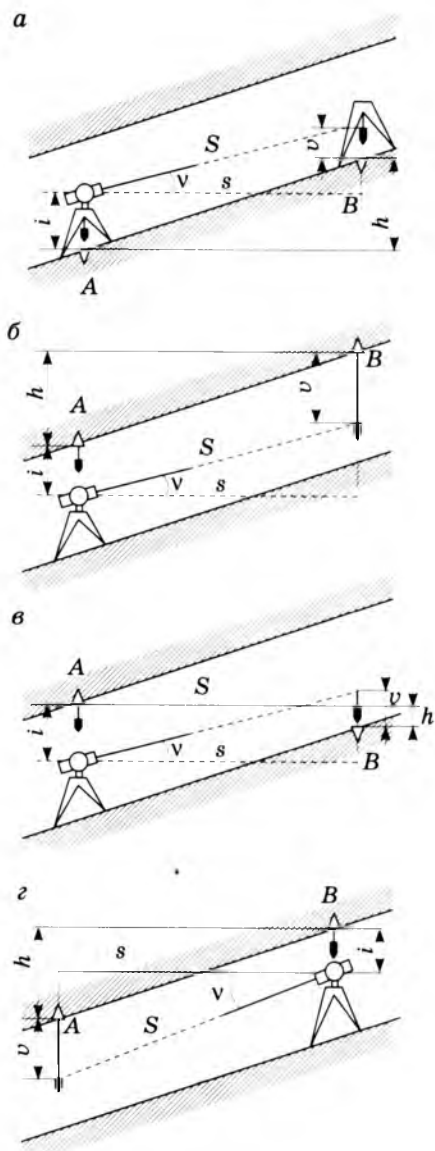


Рис. 7.3. Схемы тригонометрического нивелирования в подземных горных выработках

Если высоту визирования обозначить v , а высоту прибора i , тогда для первого случая

$$h + v = s \operatorname{tg} v + i,$$

отсюда

$$h = s \operatorname{tg} v + i - v.$$

Для второго случая

$$h + v = S \sin v + i,$$

тогда

$$h = S \sin v + i - v.$$

Если точки A и B расположены в кровле выработки (рис. 7.3, б), теодолит устанавливают под точкой A , являющейся нижней. Тогда

$$h = S \sin v + v - i.$$

При расположении точки A в кровле, а точки B — в почве выработки (рис. 7.3, в)

$$h = -S \sin v + v + i.$$

В случае, когда точки A и B расположены в кровле выработки, а теодолит — в верхней точке B (рис. 7.3, г),

$$h = S \sin v - v + i.$$

Подземные маркшейдерские

7.2. съемочные сети

Подземные маркшейдерские съемочные сети являются основой для съемки горных выработок и состоят из теодолитных ходов, прокладываемых для съемки подготовительных выработок, а также очистных камер и нарезных выработок в очистных блоках при камерной системе разработки.

Съемочные сети разделяются на сети 1-го и 2-го разрядов. Сети 1-го разряда предназначены для съемки подготовительных выработок. Съемочные сети 2-го разряда опираются на пункты сетей 1-го разряда и предназначены, главным образом, для съемки очистных забоев и нарезных выработок в очистных блоках (см. табл. 7.3).

Таблица 7.3

Характеристика теодолитных ходов съемочных сетей

Тип теодолитного хода	Средняя квадратическая погрешность измерения углов		Предельная длина хода, км	Допустимое расхождение между двумя измерениями сторон
	горизонтальных	вертикальных		
1-й разряд	30"	40"	2,0	1:2000
2-й разряд	1'	1'	1,0	1:1000

Допускается прокладка висячих теодолитных ходов с измерением левых и правых углов. Перед измерением правого угла проверяют центрирование теодолита. Длина висячих ходов не должна превышать 1000 м при составлении основных планов горных выработок в масштабе 1:2000, 500 м — в масштабе 1:1000.

Отставание пунктов теодолитного хода от забоя подготовительной выработки, проводимой по направлению, не должно превышать 150 м. В период проходки выработок с использованием лазерных указателей направления допускается отставание пунктов теодолитного хода от забоя проходческой выработки до 500 м.

Пункты теодолитных ходов закрепляют как временные пункты подземной маркшейдерской опорной сети. При съемке очистных забоев пункты разрешается не закреплять.

7.2.1. Угловые и линейные измерения

Углы в теодолитных ходах измеряют теодолитами со средней квадратической ошибкой, указанной в табл. 7.3. Цент-

рирование теодолита и сигналов выполняют с помощью шнуровых отвесов.

В ходах, прокладываемых в выработках с углами наклона менее 30° , углы измеряют способом повторений (одним повторением) или способом приемов (одним приемом). При измерении углов способом повторений разность между одинарным и окончательным (средним) значениями угла не должна превышать $1'$ для сетей 1-го разряда и $1,5'$ для сетей 2-го разряда.

Измерение углов в выработках с углом наклона более 30° рекомендуется выполнять двумя приемами со смещением начального отсчета перед вторым приемом примерно на 180° . Расхождения углов, полученных из отдельных приемов, не должны превышать $1,5'$, а расхождения углов между полуприемами — величин, приведенных в табл. 7.4.

Таблица 7.4

Расхождения углов (в съемочных сетях) между полуприемами для выработок с углами наклона более 30°

Углы наклона	Допустимые расхождения	
	на сопряжении горизонтальной и наклонной выработок	в наклонной выработке
31–45°	120" (2')	180" (3')
46–60°	180" (3')	240" (4')
61–70°	240" (4')	300" (5')

Перед пополнением теодолитного хода следует измерить контрольный угол. Разность между предыдущим и контрольным значениями угла не должна превышать $1,5'$. В случаях, когда пункты подвергаются сдвигению, теодолитные ходы при пополнении могут опираться на стороны, гироскопически ориентированные со средней квадратической погрешностью $1,5'$.

Длину линий в теодолитных ходах измеряют стальными компарированными рулетками. Допускается натяжение рулеток без динамометра. Линии измеряют дважды. Отсчеты при измерении линий в теодолитных ходах берут с точностью до миллиметров.

Разрешается измерять длины линий оптическим и другими способами с соблюдением установленной точности (см. табл. 7.3).

Угловые невязки ходов съёмочных сетей не должны превышать величин, определяемых по формулам (7.1)–(7.3).

Относительные линейные невязки не должны превышать в теодолитных ходах 1-го разряда: замкнутых 1:2000, разомкнутых и дважды проложенных 1:1500, в ходах 2-го разряда — 1:1000.

При вычислении координат пунктов съёмочной сети их значения можно округлять до сантиметров, значения дирекционных углов в теодолитных ходах — до десятков секунд.

7.2.2. Определение высот пунктов съёмочной сети

Тригонометрическое нивелирование выполняют, как правило, одновременно с проложением теодолитных ходов. Вертикальные углы измеряют при двух положениях круга в прямом и обратном направлениях или в одном направлении с изменением высоты сигнала перед вторым измерением. В ходах, проложенных между пунктами с известными высотами, разрешается однократное определение превышений.

В теодолитных ходах при передаче высот тригонометрическим нивелированием должны соблюдаться следующие требования:

□ расхождение значений места нуля в начале и в конце хода не более 3';

□ расхождение между двумя определениями высоты теодолита и сигнала не более 10 мм;

□ разность в превышениях одной и той же стороны не более 1:1000 ее длины;

□ допустимая высотная невязка хода (в мм) $120\sqrt{L}$, где L — длина хода, км.

При определении высот пунктов съемочной сети геометрическим нивелированием руководствуются требованиями для определения высот пунктов опорной сети.

7.3. Ориентирование подэтажных выработок

Ориентирование подэтажных выработок должно выполняться независимо дважды. Точность работ при этом ниже, чем при ориентировании шахт. Высоты пунктов съемочных сетей в подэтажных выработках определяют путем передачи высоты с пунктов (реперов) основного горизонта через вертикальные выработки при помощи рулетки. Передачу высоты выполняют дважды. При этом разность не должна превышать 5 см. Расхождение между двумя ориентированиями не должно превышать 14'. При последовательном ориентировании горизонтов расхождение m не должно превышать величины $m = \frac{14'}{\sqrt{n}}$ (n — число горизонтов).

Ориентирование подэтажных выработок осуществляют различными упрощенными геометрическими способами.

7.3.1. Ориентирование через одну вертикальную выработку по способу створа двух отвесов

На ориентируемом подэтажном горизонте 1 (или в данном случае выработке) закрепляют точки A и B и между ними натягивают стальную проволоку, на которую прикрепляют отвесы a и b (рис. 7.4).

Отвесы опускают через вертикальную выработку 2 (например, восстающий) на основной горизонт 3, где в створе отвесов 4 выбирают точку C для установки теодолита. В этом случае дирекционный угол створа отвесов равен дирекционному углу линии AB .

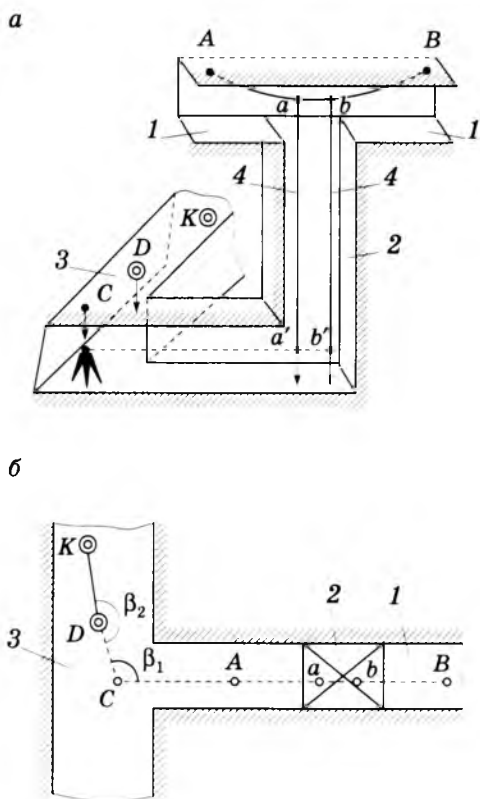


Рис. 7.4. Схема ориентирования через один вертикальный ствол по способу створа двух отвесов:

a — в пространстве; b — в плане

После его установки зрительная труба визируется на задний отвес D , при закрепленных лимбе и алидаде выполняется фокусирование на ближайший отвес. Если биссектор сетки нитей не совпадает с ближайшим отвесом, то теодолит перемещают по головке штатива до тех пор, пока совпадение не будет достигнуто. Постепенным приближением добиваются установки вертикальной оси вращения прибора в створе отвесов. После этого закрепляют точку C и измеряют горизонтальные углы β_1 и β_2 (рис. 7.4, б) от известного направления

KD основного горизонта, а также расстояния DC , Ca' (что соответствует Ca) и Aa .

По результатам измерений на основном горизонте вычисляют дирекционный угол направления отвесов $a'b'$ (что соответствует ab) и определяют дирекционный угол стороны AB подэтажного горизонта:

$$\alpha_{AB} = \alpha_{KD} + \beta_2 + \beta_1 + 2 \cdot 180^\circ.$$

Затем по известным значениям x_D , y_D и α_{CD} , а также измеренным расстояниям DC , Ca' и Aa определяют координаты точки A ориентируемого подэтажа.

7.3.2. Ориентирование через одну наклонную выработку с помощью наклонного шнура и вспомогательных отвесов

По наклонной выработке между точками A и B (рис. 7.5), закрепленными по почве и кровле выработок двух горизонтов, натягивают проволоку или шнур с минимально возможным уклоном. К шнуру в точке A на верхнем и в точке Γ на нижнем горизонтах прикрепляют отвесы с малыми грузами.

Отвесы нужно располагать в точках K и L так, чтобы они слегка касались шнура. Далее на верхнем и нижнем горизонтах устанавливают теодолит в створе шнура и отвеса. При этом образуются соединительные треугольники Cab и $C'a'b'$, измеряют их стороны и угол.

В этих треугольниках стороны ba и $b'a'$ лежат в одной вертикальной плоскости, проходящей через шнур и отвесы, поэтому они имеют одно и то же значение дирекционного угла. Решив треугольники обычным способом и измерив на точках C и C' примычные углы, осуществляют передачу дирекционного угла с одного горизонта на другой, в данном случае

$$\alpha_{C'D'} = \alpha_{DC} + \angle DCa + \angle a - \angle b' - \angle D'C'b' \pm 4 \cdot 180^\circ.$$

Для передачи координат измеряют расстояние между точками b и b' по шнуру.

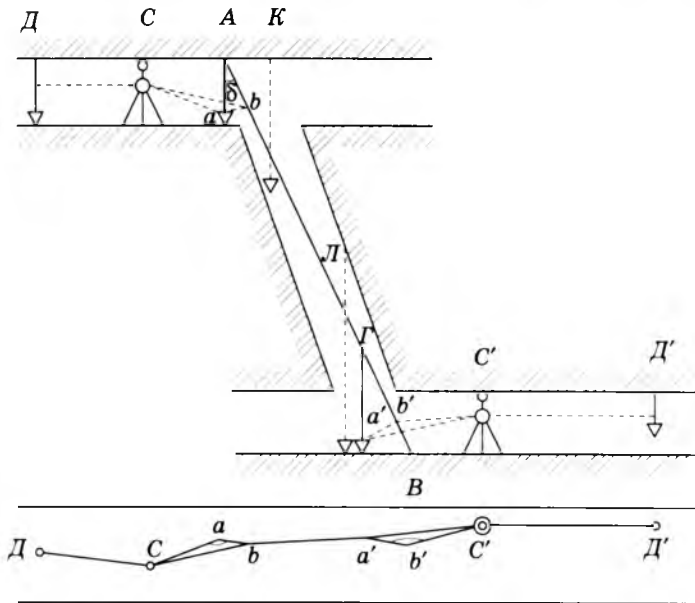


Рис. 7.5. Схема ориентирования через одну наклонную выработку с помощью наклонного шнура и вспомогательных отвесов

Угол наклона шнура δ измеряют или вычисляют из треугольников Aab и $\Gamma a'b'$:

$$\cos \delta = \frac{ab}{bA} = \frac{a'b'}{b'\Gamma}.$$

7.3.3. Ориентирование через одну наклонную выработку с помощью несвободного отвеса

В выработке на верхнем горизонте в точке A (рис. 7.6) закрепляют отвес (проволоку или шнур), на нижнем конце которого на основном горизонте подвешивают груз P . Отвес отводят в сторону на верхнем горизонте оттяжкой BB , конец которой укреплен на маркшейдерской точке B , на нижнем — оттяжкой $ДГ$. Направление оттяжек может быть произвольным, но процесс дальнейших измерений будет менее трудо-

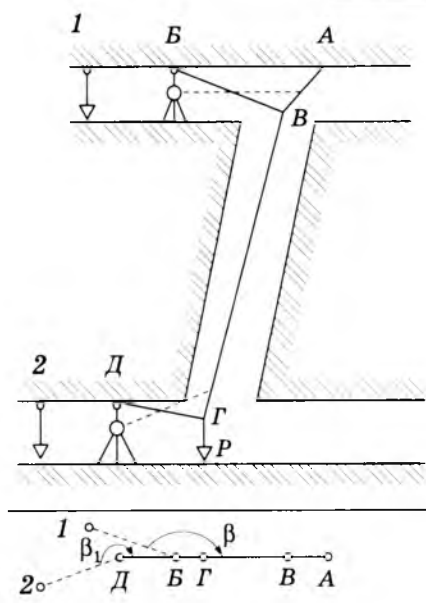


Рис. 7.6. Схема ориентирования через одну наклонную выработку с помощью несвободного отвеса

емким, если обе оттяжки расположить примерно в одной вертикальной плоскости.

На верхнем горизонте под точкой B устанавливают теодолит. Наблюдая в трубу, перемещают точку закрепления отвеса A до тех пор, пока отрезок AB не совпадет с вертикальной нитью сетки нитей трубы теодолита. Те же действия выполняют и на нижнем горизонте. Тогда отрезки AB , BB , $BГ$, $ДГ$ и $ГP$ будут лежать в одной вертикальной плоскости.

После образования вертикальной плоскости для передачи дирекционного угла с горизонта на горизонт необходимо измерить примычные углы на точках B и $Д$ между направлениями на несвободный отвес и на примычные маркшейдерские точки в выработках. Если теодолит устанавливают не под точками B и $Д$, то примыкание к направлениям BB и $ДГ$ можно осуществить способом соединительных треугольников.

Измеряют рулеткой дважды расстояния BB , $ДГ$ и $ВГ$, расстояния от точек $Б$ и $Д$ до горизонтальной оси вращения теодолитов, а также измеряют угол наклона α отрезка несвободного отвеса $ВГ$.

Вычисляют дирекционный угол $\alpha_{Б-1}$ ориентируемой стороны $Б-1$:

$$\beta_{Б-1} = \alpha_{2-Д} + \beta_1 - \beta \pm 180^\circ$$

и координаты точки $Б$:

$$x_B = x_D + (ДГ + ВГ \cos \alpha - БВ) \cos \alpha_{ДГ},$$

$$y_B = y_D + (ДГ + ВГ \cos \alpha - БВ) \sin \alpha_{ДГ}.$$

7.3.4. Ориентирование через одну наклонную выработку способом створных отвесов

Этот способ ориентирования применяют при отсутствии сквозной видимости в выработке для передачи дирекционного угла (рис. 7.7).

В наклонной выработке выставляют два отвеса $А$ и $Б$ в створе с маркшейдерской точкой $С$ на нижнем горизонте. Затем в створе с отвесами $А$ и $Б$ в точке $С'$ устанавливают теодолит

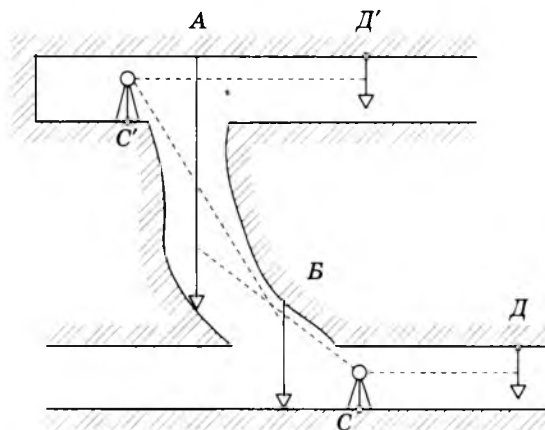


Рис. 7.7. Схема ориентирования через одну наклонную выработку способом створных отвесов

на ориентированном горизонте, а в створе $C'A$ — точку D' . Поскольку все четыре точки C , B , A и C' будут лежать в одной вертикальной плоскости, то и значения дирекционных углов отрезков CB , BA и AC' будут равны.

После такого расположения отвесов измеряют углы между направлениями, образованными отвесами B и A и точками C и D , а также между отвесами A и B и точками C' , D' на верхнем горизонте и определяют значение дирекционного угла $C'D'$ ориентируемой выработки.

При измерении примычных углов, на точках C и C' , трубу следует наводить на дальний отвес.

Для передачи координат от точки C к точке C' необходимо измерять длины и углы наклона всех отрезков между этими точками.

7.3.5. Ориентирование через одну выработку с помощью двух угломерных приборов и ориентирно-дальномерной накладной рейки

При использовании этого способа ориентирования на верхнем и нижнем горизонтах над выработкой и под ней в точках A и B (рис. 7.8) устанавливают угломеры. Одним из них, установленным в точке B , визируют на примычную точку C и берут отсчет по горизонтальному кругу. Другим же, установленным в точке A , визируют на kern нижнего угломера B и берут отсчет по вертикальному кругу (полукругу). Затем нижний угломер вращают вокруг вертикальной оси, по сигналу добиваясь совмещения оси рейки, укрепленной на трубе угломера B , с горизонтальной нитью сетки нитей угломера A . Берут отсчет по горизонтальному кругу нижнего угломера и получают угол β_1 .

После этого, визируя верхним угломером A , совмещают наводящим устройством горизонтального круга горизонтальную нить сетки нитей с осью рейки 4–5 раз, сопровождая каждое совмещение отсчетом по горизонтальному кругу. Потом поворачивают трубу нижнего угломера с рейкой на 180° вокруг горизонтальной оси вращения, устанавливают рейку во вто-

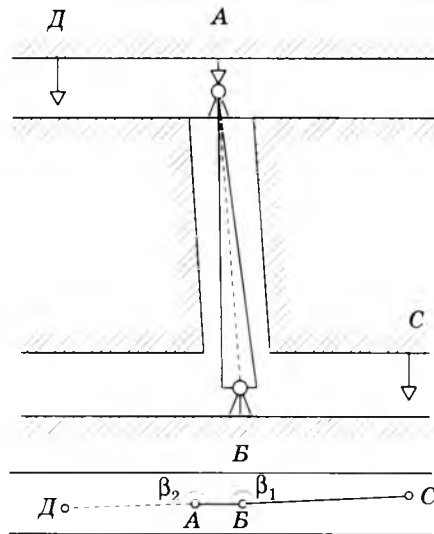


Рис. 7.8. Схема ориентирования через одну крутонаклонную выработку с помощью двух угломерных приборов и ориентирно-дальномерной накладной рейки

рое положение и производят ряд совмещений горизонтальной нити с осью рейки, отсчеты берут по горизонтальному кругу верхнего угломера. Окончательным отсчетом по угломеру А будет среднее арифметическое ряда наблюдений при двух положениях рейки.

Далее верхним угломером визируют на точку Д, берут отсчет по горизонтальному кругу и вычисляют угол β_2 . При вычислении дирекционного угла стороны АД и координат точек используют известный дирекционный угол стороны СБ, измеренные углы β_1 , β_2 и длины СБ и БА. Для получения координат и высотных отметок точек А, Б, Д измеряют рулеткой или по дальномерной рейке расстояние АБ и длины отвесов в точках А, Б и Д.

Ориентирование подэтажных выработок (горизонтов) может быть выполнено и другими способами, например гироскопическим ориентированием, через одну вертикальную выработку способом соединительных треугольников или через две вертикальные выработки.

7.3.6. Передача высотной отметки на подэтажные выработки

Передачу высот на каждый подэтажный горизонт выполняют независимо дважды. При этом разность в превышениях не должна быть более 5 см.

В зависимости от характера выработок, соединяющих подэтажные горизонты с основным, применяют следующие способы передачи высотной отметки H (координаты z).

□ Геометрическим нивелированием через вертикальные выработки, где может быть опущена рулетка. Отметку H передают с помощью рулетки и нивелиров. Схема выполнения работ аналогична схеме передачи высотной отметки с помощью длинной ленты.

□ Через наклонные восстающие выработки на подэтажные горизонты отметку H передают тригонометрическим нивелированием одновременно с проложением теодолитных ходов.

□ Часто сочетают геометрическое и тригонометрическое нивелирование (рис. 7.9).

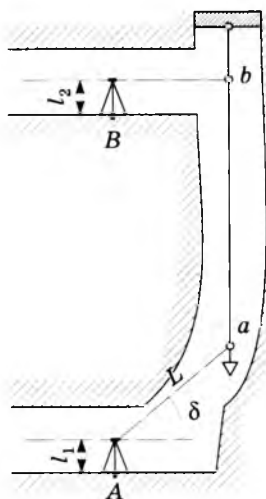


Рис. 7.9. Схема передачи высотной отметки сочетанием геометрического и тригонометрического нивелирования

В этом случае в вертикальной части восстающего опускают стальную рулетку и с помощью нивелира берут отсчет b по ее верхнему концу. По нижнему концу рулетки берут отсчет a против визирного луча теодолита, установленного на маркшейдерской точке на основном горизонте. Затем измеряют угол наклона визирного луча δ , длину L от теодолита до точки a , а также высоты инструментов l_1 и l_2 .

Вычисляют превышение Δh между горизонтами:

$$\Delta h = (b - a) + (l_1 - l_2) + L \sin \delta$$

и отметку H репера на подэтажном горизонте.

Съемка капитальных

7.4. и подготовительных выработок

Съемка подробностей капитальных и подготовительных выработок сводится к измерению линий и точек, характеризующих положение изучаемых объектов относительно съемочных ходов. Съемку выполняют способом перпендикуляров, полярным и другими способами, как правило, одновременно с проложением теодолитных ходов. Допускается съемка выработок от направления, инструментально заданного с пунктов сетей теодолитных ходов.

Контуры выработок снимают вчерне, а при наличии крепи — в свету и вчерне. Линейные измерения при съемке боков выработки производят с округлением до сантиметров.

Одновременно со съемкой боков выработок выполняют съемку всех имеющихся в наличии объектов маркшейдерской съемки. Все детали съемки отражают на абрисах (рис. 7.10) в журнале угловых и линейных измерений.

При съемке вытянутых выработок в основном используется способ ординат. В этом случае по створу стороны хода, например стороны 15–16 (рис. 7.10, а), растягивают рулетку и измеряют расстояния (ординаты) от стороны хода до стенок выработки. При растянутой рулетке фиксируют расстояния

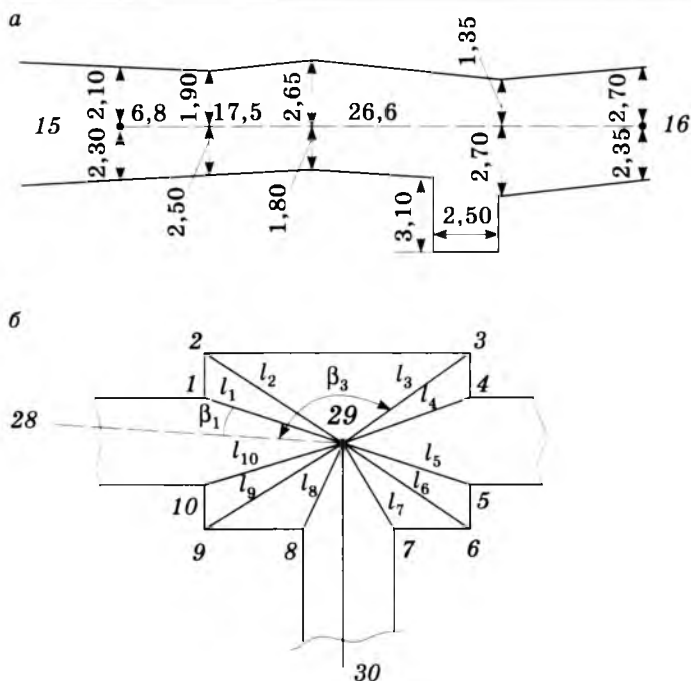


Рис. 7.10. Съёмка подробностей:
 а — абрис при использовании способа ординат;
 б — схема измерений полярным способом

(абсциссы) от младшей вершины теодолитного хода до основания соответствующей ординаты.

При сочетании выработок различного назначения, в совокупности дающих в плане сложный контур, съёмку подробностей выполняют полярным способом, например, из точки 29 (рис. 7.10, б). Для съёмки характерных точек 1–10 измеряют соответствующие углы β и расстояния l .

При съёмке подробностей в выработках значительной высоты и сложной формы в некоторых случаях положения характерных недоступных точек определяют способом засечек.

В пройденных выработках, предназначенных для установки стационарных конвейеров, выполняется съёмка боков от заданных направлений не реже чем через 10 м.

Подземный ленточный конвейер (рис. 7.11) состоит из гибкой резиновой бесконечной ленты 1, огибающей приводные (отклоняющие) барабаны 2, хвостовой барабан 3 и разгрузочный (выносной) барабан 4. Приводные барабаны получают движение от электродвигателя через редуктор. Верхняя и нижняя ветви ленты поддерживаются верхними 5 и нижними 6 роlikоопорами, которые устанавливаются на стальных секциях 7. Лента является тяговым и одновременно несущим транспортирующим органом. Тяговое усилие передается ленте от приводных барабанов за счет трения, поэтому лента должна быть натянута. Для этого предназначено устройство 8. Хвостовой барабан одновременно является и натяжным. Транспортируемый материал располагается на верхней ветви ленты, которой обычно придают при помощи роlikоопор лотковую форму, нижняя ветвь имеет плоскую форму, так как поддерживается одним роlikом.

Маркшейдерская проверка соотношения геометрических элементов конвейеров обусловлена значительным износом ленты и металлоконструкций конвейерного става при отклонениях их геометрических элементов (рис. 7.12), превышающих допустимые значения.

Главным геометрическим элементом конвейера является ось транспортирования 2, под которой понимают линию, соединяющую центры выносного 1 и хвостового 9 барабанов.

В результате неизбежных погрешностей проведения выработки, где устанавливается конвейер, и монтажных работ, а также вследствие деформаций и износов отдельных узлов конвейера в процессе его эксплуатации возникают отклонения геометрических элементов. Определение этих отклонений и безопасных зазоров входит в задачу маркшейдерской проверки конвейера.

Маркшейдерские работы выполняют в условной системе координат (рис. 7.13), центр которой совпадает с центром выносного барабана конвейера (точка А); ось абсцисс x направлена к хвостовому барабану и совпадает с осью транспортирования.

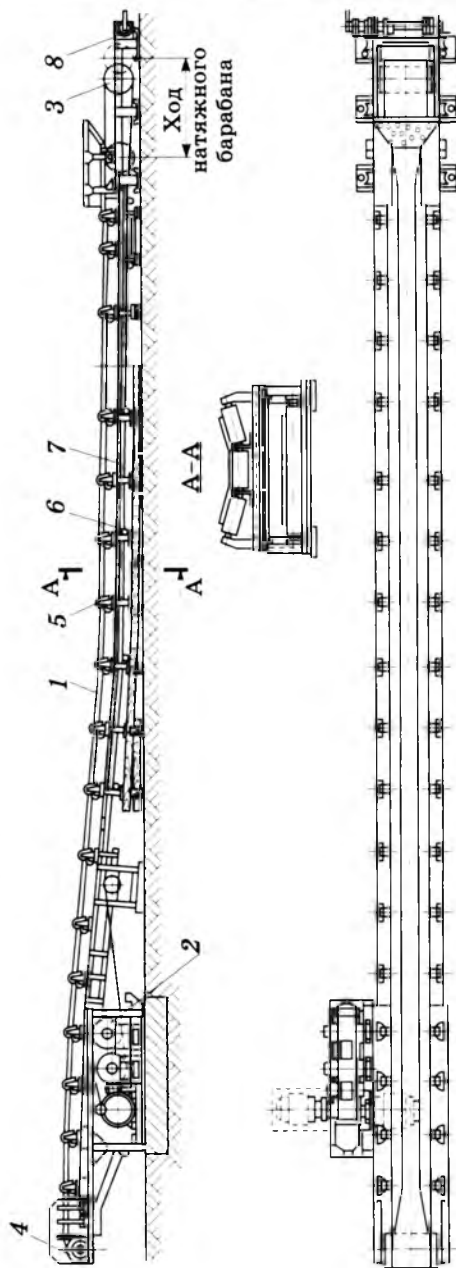


Рис. 7.11. Общий вид подземного ленточного конвейера

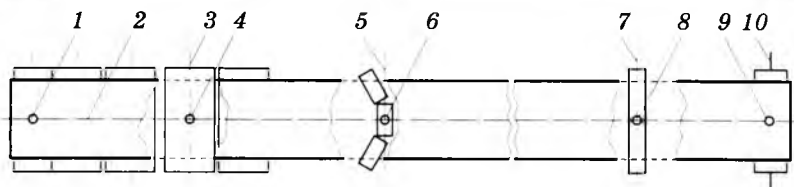


Рис. 7.12. Геометрические элементы ленточного конвейера:
 1 — центр выносного барабана; 2 — ось транспортирования; 3, 4 — ось и центр приводного (отклоняющего) барабана; 5, 6 — ось и центр роликкоопоры рабочей (верхней) ветви; 7, 8 — ось и центр роликкоопоры холостой ветви; 9, 10 — центр и ось хвостового барабана

Непрямолинейность конвейерного става в горизонтальной плоскости характеризуется отклонениями центров роликкоопор от оси транспортирования или в принятой условной системе, ординатами центров роликкоопор y_i , где i — порядковый номер роликкоопоры. Местные искривления характеризуются относительными смещениями соседних роликкоопор или, что то же самое, приращениями ординат между центрами соседних роликкоопор:

$$\Delta y_i = y_{i+1} - y_i.$$

Маркшейдерская проверка соотношений геометрических элементов конвейера включает следующие работы: рекогностировку и подготовительные работы, проложение полигонометрического хода, ординатную съемку става линейных секций конвейера, измерение расстояний между верхом конвейера и стенкой выработки, обработку результатов измерений и составление чертежей.

При *рекогностировке* проверяют оцифровку секций или роликкоопор, определяют расположение и габариты погрузочных пунктов и переходных мостиков. По результатам рекогностировки восстанавливают оцифровку стоек или заново подписывают их номера, намечают и закрепляют пункты полигонометрического хода. Нумерацию начинают от выносного барабана, считая что в одну секцию входят две роликкоопоры рабочей ветви. Пункты располагают против стыка секций с учетом габаритов погрузочных пунктов и переходных мостиков.

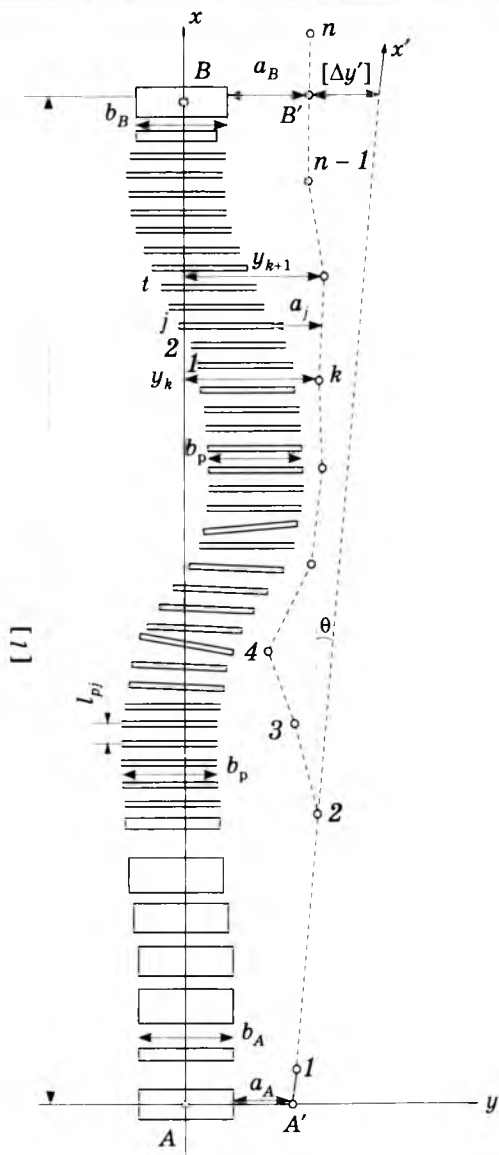


Рис. 7.13. Схема ординатной съемки конвейерного става

Ординатную съемку конвейерного става выполняют с пунктов полигонометрического хода следующим образом. Теодолит устанавливают на точке 2 (см. рис. 7.13) и измеряют угол между направлениями 2-1 и 2-3. Закрепляют трубу по направлению 2-1 и приступают к съемке участка конвейерного става, прилегающего к этой стороне. Берут отсчеты с округлением до 1 мм по нивелирной рейке, установленной горизонтально торцу выносного барабана (точка A') и далее последовательно к кронштейнам роликоопор холостой ветви. При съемке роликоопоры, расположенной против пункта 2, берут отсчеты по рейке против шнурового отвеса, подвешенного на крючке станového винта теодолита. Затем закрепляют трубу по направлению 2-3 и снимают роликоопоры, прилегающие к этой стороне. На пункте 3 измеряют угол между направлениями 3-2 и 3-4 и снимают роликоопоры, начиная с последней (граничной), снятой с точки 2. Аналогично выполняют съемку с остальных пунктов полигонометрического хода, завершая съемкой торца хвостового барабана.

При математической обработке измерений вычисляют координаты пунктов полигонометрического хода в условной системе координат, отклонения центров роликоопор холостой ветви от оси транспортирования и относительные смещения центров роликоопор холостой ветви.

В условной системе координаты точек A и B имеют следующие значения: $x_A = 0$; $y_A = 0$; $y_B = 0$; $x_B = [l]$, где $[l]$ — суммарная длина полигонометрического хода от точки A до точки B .

Для перехода в условную систему вводят вспомогательную ось x' , проходящую через A' -2 — первую сторону полигонометрического хода.

Во вспомогательной системе координат (с центром в точке A') вычисляют координаты точек A и B :

$$\begin{aligned}x'_A &= 0, \quad y'_A = 0,5b_A + a_A; \\x'_B &= [l], \quad y'_B = [\Delta y'] + a_B + 0,5b_B,\end{aligned}$$

где b_A, b_B — ширина соответственно выносного и хвостового барабанов; a_A, a_B — отсчеты по рейке при съемке соответственно выносного и хвостового барабанов (a и b положительные,

если ход проложен слева, и отрицательные, если справа от оси x); $[\Delta y']$ — сумма приращений ординат между точками A и B .

Угол θ между осями условной и вспомогательной систем координат вычисляют по формуле

$$\theta = \operatorname{arctg} \frac{y'_B - y'_A}{x'_B}.$$

Приняв дирекционный угол первой стороны $A'-2$ равным $\alpha_{A'2} = 0^\circ - \theta$, а координаты $x_{A'} = 0$, $y_{A'} = 0,5b_A - a$, находят координаты пунктов хода в условной системе координат.

Вычисляют отклонения центров роlikоопор холостой ветви y_i от оси транспортирования:

$$y_i = a_i + 0,5b_p + y_k + \frac{y_{k+1} - y_k}{x_{k+1} - x_k} l_{pj},$$

где a_i — отсчет по рейке при съёмке i -й роlikоопоры холостой ветви; b_p — ширина роlikоопоры холостой ветви (a_i и b_p положительные при ходе съёмки слева и отрицательные при ходе съёмки справа от оси x); x_k и x_{k+1} , y_k и y_{k+1} — абсциссы и ординаты пунктов хода k и $k+1$ в условной системе координат; l_{pj} — расстояние между соседними роlikоопорами холостой ветви (j — порядковый номер роlikоопоры по каждой стороне).

По результатам съёмки составляют чертеж фактического состояния конвейера, на котором показывают смещение центров барабанов и роlikоопор холостой ветви от оси транспортирования.

7.5. Съёмка нарезных и очистных выработок

По сходству технологического процесса добычи месторождения полезных ископаемых можно разделить на группы: рудные и нерудные месторождения, месторождения угля и горючих сланцев, россыпные месторождения и др. Условия

залегания месторождений, физико-механические свойства полезного ископаемого и пустых (вмещающих) пород определяют существенные различия методов добычи между группами и сходство внутри групп независимо от вида полезного ископаемого. Например, схожи технологии добычи калийных руд на Старобинском месторождении и пластовых пологопадающих угольных месторождений, а технологии добычи рудного и россыпного золота имеет значительно больше отличий, чем разработка железной руды и апатитов. Поэтому нарезные и очистные горные выработки при разработке различных месторождений полезных ископаемых существенно отличаются друг от друга, однако во всех случаях они имеют сравнительно небольшую протяженность и производственные требования к точности их проведения более низкие. В связи с этим съёмка может производиться с меньшей точностью упрощёнными инструментами.

Вначале рассмотрим производство съёмки нарезных и очистных выработок при разработке пластовых месторождений (в том числе рудных, имеющих форму пласта), а затем, в более широком понимании, рудных (кроме залежей, имеющих форму пласта) месторождений при некоторых системах разработки.

Такое условное разделение производства маркшейдерских работ при различных формах залежей позволит унифицировать и систематизировать съёмку нарезных и очистных выработок при разработке месторождений полезных ископаемых.

Положение линий очистных забоев определяют инструментальной съёмкой или рулеточным замером. Погрешности определения длины линии забоя, подвигания и высоты выработки не должны превышать 1:200. Разбивка осей камер в очистном блоке производится от пунктов съёмочной сети, съёмка подробностей (камеры разворота, заходки, контуры целиков, очистные ходки) — от закрепленных осей камер. Допускается использование тесмяных рулеток. Ошибка измерения основных размеров выработанного пространства не должна превышать 1:200.

Задание направления очистным ходкам производится с пунктов съёмочной сети. Исходная сторона должна располагаться со стороны массива, подлежащего обработке. Измерение углов выполняют одним полным повторением или приемом. Точность измерения угла должна соответствовать точности, предусмотренной для съёмочных сетей 2-го разряда.

Замер подвигания подготовительных и очистных выработок выполняют периодически по состоянию на конец отчетного периода в соответствии с требованиями нормативных документов (маркшейдерские замеры горных выработок более детально рассмотрены в 7.7.).

Результаты съёмки заносят в журнал измерений, где составляют детальный абрис по каждой выработке, результаты замера — в журнал замера горных выработок, форму которого устанавливает отраслевое ведомство (производственное объединение).

7.5.1. Съёмка нарезных и очистных выработок при разработке пластовых месторождений

При разработке пластовых месторождений очистные работы ведут в длинных очистных забоях — лавах и коротких — камерах. В лавах очистную выемку осуществляют очистными комбайнами, входящими в состав механизированных комплексов, или стругами, в камерах — проходческими (проходческо-очистными) комбайнами или буровзрывным способом.

При применении лав различают столбовую и сплошную системы разработки, при использовании камер — камерную и камерно-столбовую, при применении двух и более систем разработки — комбинированные системы разработки.

Системой разработки принято называть определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах участка шахтного поля, увязанный в пространстве и времени. При разработке пластовых месторождений в качестве классификационного признака системы разработки принята очередность ведения подготовительных и очистных работ.

Рассмотрим *технология очистных работ в лавах* при столбовой системе разработки с использованием механизированных комплексов с узкозахватными комбайнами.

Сущность данной технологии заключается в том, что выемочный участок (столб) проходится с двух сторон подготовительными штреками — конвейерным 1 и вентиляционным 2 (рис. 7.14). Поперек столба проводится нарезная выработка, соединяющая два штрека. При дальнейшей выемке эта выработка называется лавой 3. В лаве монтируется комплекс

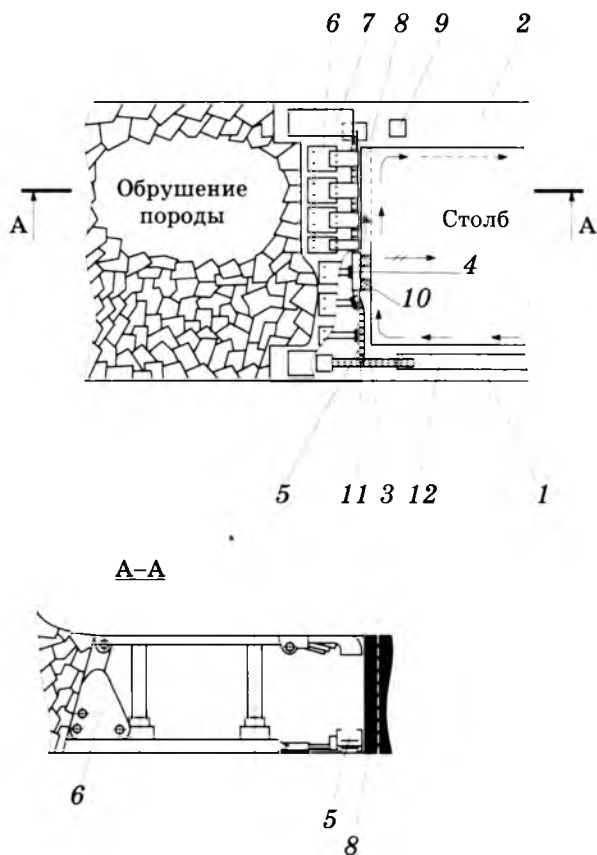


Рис. 7.14. Принципиальная схема очистных работ в лаве при столбовой системе разработки

оборудования, состоящий из очистного комбайна 4, забойного скребкового конвейера 5, механизированной крепи 6, крепи сопряжения 7, насосной станции 9 (при необходимости откачки воды), а также гидро- и электрооборудования.

Комбайн, перемещаясь по раме забойного конвейера от конвейерного штрека к вентиляционному (и обратно), отделяет от массива узкую (шириной до 1 м) полосу (при узкозахватной выемке) полезного ископаемого 8, равную ширине исполнительного органа комбайна — шнека 10 (если ширина захвата исполнительного органа больше 1 м, то выемка называется широкозахватной, она применяется крайне редко и вытесняется узкозахватной). Шнек дробит полосу полезного ископаемого и грузит погрузочным устройством на забойный конвейер 5, с которого в пункте 11 полезное ископаемое перегружается на ленточный конвейер 12 и далее транспортируется по конвейерному штреку.

По мере выемки полос забойный конвейер передвигается к забою. Кровля за механизированной крепью периодически обрушается (полное обрушение является основным способом управления горным давлением в лаве). Расстояние, через которое происходит обрушение кровли, называют *шагом обрушения*. При неустойчивой кровле шаг обрушения составляет 1–2 м, при устойчивой — до 10 м.

На Старобинском месторождении калийных солей в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий применяются различные варианты столбовой системы разработки с валовой (рис. 7.15) и селективной выемкой пласта с разделением и без деления его на слои, с общей и отдельной подготовкой лав.

Подготовка столба (панели) ведется в следующей последовательности. В первую очередь проводятся панельный конвейерный штрек 1, конвейерный 2 и вентиляционный 3 штреки лавы. При этом для проветривания вентиляционного штрека нарезаются вспомогательные выработки 4, которые используются в дальнейшем для проходки разгружающего 5 и транспортного 6 штреков лавы. При проветривании подготовительных и очистных забоев свежая струя воздуха посту-

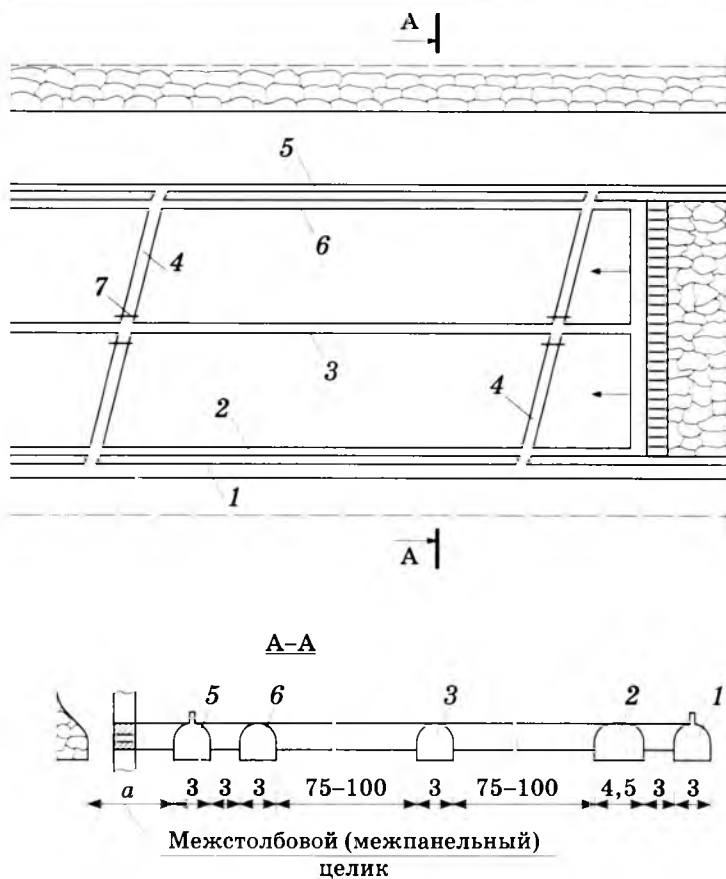


Рис. 7.15. Принципиальная технологическая схема и параметры валовой выемки пластов

пает по панельному конвейерному, транспортному и конвейерному штрекам лавы, а исходящая струя уходит по вентиляционному штреку, который в процессе подготовки панели изолируется от свежей струи вентиляционными перемычками 7.

В описанной схеме предполагается работа двух комбайнов, хотя возможна схема однокомбайновой лавы без центрального вентиляционного штрека.

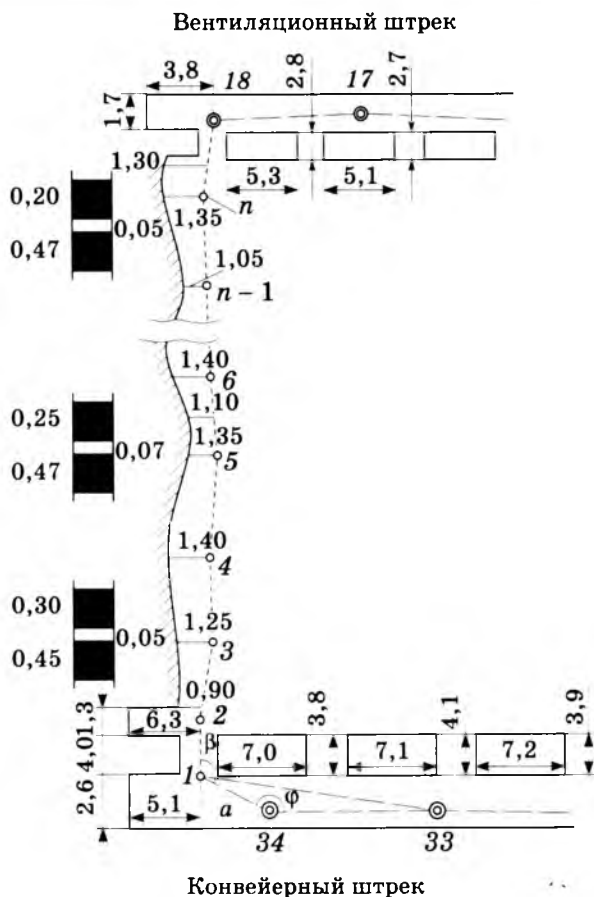


Рис. 7.16. Схема съемки лавы пологого пласта

При разработке *пологих (пологопадающих) пластов* съемку лав производят следующим образом (рис. 7.16).

Между известными пунктами 34 конвейерного штрека и 18 вентиляционного штрека прокладывают угломерный ход 1-2-3-4...-n с расстоянием между точками 20–25 м. Горизонтальные и вертикальные углы измеряют угломером, а расстояния между вершинами хода — дальномером или тесняной рулеткой. От вершины хода замеряют ординаты (рас-

стояния) до забоя. Одновременно выполняют геологическую документацию забоя. Привязку угломерного хода на конвейерном штреке производят измерением углов φ и β и длины стороны a . Угломерный ход наносят на план по вычисленным дирекционным углам и горизонтальным проекциям длин сторон. От вершин хода, откладывая измеренные ординаты, строят линию забоя.

Для определения объема V полезного ископаемого, добытого из очистного забоя, необходимо с достаточной точностью определить площадь S выработанного пространства и среднюю рабочую мощность $m_{\text{ср}}$ пласта в данном контуре:

$$V = Sm_{\text{ср}}.$$

Точность определения площади выработанного пространства будет в основном зависеть от влияния следующих ошибок (рис. 7.17):

- проложения угломерного хода по лаве — m_{S_1} ;
- накладки угломерного хода на план — m_{S_2} ;
- определения площади выработанного пространства — m_{S_3} .

Точность определения площади будет зависеть также от ошибки определения положения линии забоя относительно угломерного хода на местности m_{S_1} и на плане m_{S_2} (т.е. от точности измерения ординат h), но так как они незначительны, их можно не учитывать.

Таким образом, общая ошибка M_S определения площади выработанного пространства:

$$M_S = \pm \sqrt{m_{S_1}^2 + m_{S_2}^2 + m_{S_3}^2}. \quad (7.4)$$

Рассмотрим влияние каждой из перечисленных ошибок на общую ошибку определения площади.

На практике возможны три основных случая проложения угломерного хода при съемке лавы.

- Между двумя исходными направлениями и двумя твердыми точками I и A. В этом случае наибольшая попереч-

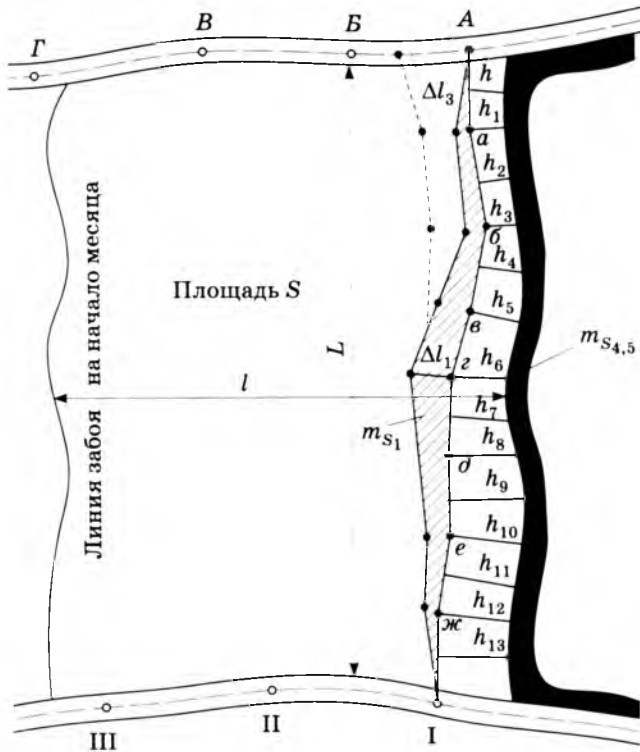


Рис. 7.17. Схема к предрасчету ошибки съёмки лавы

ная ошибка Δl_1 будет в середине хода. После уравнивания углов

$$\Delta l_1 = L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}}, \quad (7.5)$$

где L — общая длина хода; m_β — ошибка измерения угла; n — число углов в ходе.

□ Между двумя сторонами I-II, AB с исходными дирекционными углами α_{I-II} и α_{AB} и исходной точкой I. Поперечная ошибка конечной точки Δl_2 в этом случае после уравнивания углов:

$$\Delta l_2 = L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}}. \quad (7.6)$$

□ Висячий ход от исходного направления I-II и точки I. В этом случае ошибка проложения конечной точки Δl_3 свободного хода:

$$\Delta l_3 = L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{3}}. \quad (7.7)$$

Сопоставляя формулы (7.5)–(7.7), видим, что предварительное уравнивание углов вытянутого полигона в 2 раза уменьшает поперечную ошибку конечной точки хода. При съемке хода, вытянутого между двумя исходными сторонами и точками, ошибки значительно меньше, чем при съемке свободного хода. Это следует учитывать при съемке очистных выработок и прокладывать именно замкнутые ходы.

Зависимость ошибки определения отработанной площади от ошибки проложения хода выражается формулой

$$m_S = L \frac{\Delta l}{2}. \quad (7.8)$$

Но так как отработанная площадь по простиранию заключена между двумя границами, определяемыми ходами в начале и конце месяца, то

$$m_{S_1} = L \frac{\Delta l}{2} \sqrt{2}. \quad (7.9)$$

Ошибка накладки угломерного хода на план m_{S_2} также может быть вычислена по формуле (7.9) вытянутого замкнутого полигона, так как накладка производится по углам, что аналогично прокладыванию хода в лаве.

Ошибка определения площади выработанного пространства m_{S_3} будет в основном зависеть от способа измерения площади выработанного пространства на плане. Площадь можно определить умножением средней длины линии очистного забоя на ее среднее подвигание.

Длина средней линии очистного забоя в зависимости от размеров и формы очистного пространства определяется различными способами. Когда линия очистного забоя имеет не-

большую длину, она измеряется непосредственно рулеткой по забюю. В искривленных лавах большой длины ее определяют по плану, составленному на основании маркшейдерской съемки. В этом случае среднюю длину забюю получают из нескольких замеров (в начале, середине и конце очистного пространства). Точность измерения по плану должна быть не менее 0,2 мм.

Ошибка определения площади рассчитывают по формуле

$$m_{S_3} = \pm \sqrt{L^2 m_L^2 + l^2 m_l^2}, \quad (7.10)$$

где L — средняя длина угломерного хода по лаве; l — среднее подвигание очистного забюю за отчетный период; m_L и m_l — погрешности измерения соответственно L и l .

При сложной конфигурации очистного пространства площадь можно определить планиметром.

Пример расчета общей ошибки определения площади выработанного пространства. Даны длина замкнутого угломерного хода по лаве $L = 200$ м, месячное подвигание забюю $l = 40$ м, ошибка измерения угла $m_\beta = \pm 10'$, ошибка нанесения транспортиром угломерного хода на план масштаба 1:1000 $m_\beta = 15'$, число углов в ходе $n = 10$, ошибки измерения L и l на плане $m_L = m_l = 0,2$ мм. Вычислить общую ошибку определения площади выработанного пространства.

1. Вычисляем по формуле (7.5) поперечную ошибку в середине хода:

$$\Delta l_1 = L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}} = 200 \cdot \frac{0^\circ 10' 00''}{57^\circ 17' 45''} \cdot \sqrt{\frac{10}{12}} = 0,531 \text{ м,}$$

затем по формуле (7.9) ошибку проложения угломерного хода вдоль линии очистного забюю:

$$m_{S_1} = L \frac{\Delta l_1}{2} \cdot \sqrt{2} = 200 \cdot \frac{0,531}{2} \cdot \sqrt{2} = 75,107 \text{ м}^2.$$

2. Вычисляем по формуле (7.6) поперечную ошибку конечной точки:

$$\Delta l_2 = L \frac{m_\beta}{\rho} \sqrt{\frac{n}{12}} = 200 \cdot \frac{0^\circ 15' 00''}{57^\circ 17' 45''} \cdot \sqrt{\frac{10}{12}} = 0,797 \text{ м,}$$

затем по формуле (7.9) ошибку накладки угломерного хода на план:

$$m_{S_2} = L \frac{\Delta l_2}{2} \sqrt{2} = 200 \cdot \frac{0,797}{2} \cdot \sqrt{2} = 112,660 \text{ м}^2.$$

3. Ошибку измерения площади выработанного пространства вычисляем по формуле (7.10):

$$m_{S_3} = \pm \sqrt{L^2 m_L^2 + l^2 m_l^2} = \sqrt{200^2 \cdot 0,2^2 + 40^2 \cdot 0,2^2} = 40,792 \text{ м}^2.$$

4. Общую ошибку определения площади выработанного пространства вычисляем по формуле (7.4):

$$M_S = \pm \sqrt{m_{S_1}^2 + m_{S_2}^2 + m_{S_3}^2} = \pm \sqrt{75,107^2 + 112,660^2 + 40,792^2} = \\ = 141,412 \text{ м}^2,$$

что составляет 1,8 % от общей площади ($200 \cdot 40 = 8000 \text{ м}^2$) выработанного пространства за месяц.

К уменьшению точности определения площади выработанного пространства приводит то обстоятельство, что съемка лавы производится не в последний день отчетного периода, а значительно раньше и, следовательно, не отражает с достаточной точностью действительного положения линии забоя.

Влияние ошибки определения мощности пласта на точность подсчета объема добытого полезного ископаемого имеет большое значение. Неправильная методика замера мощности пласта приводит к ошибке (до 10 %) в определении его средней мощности. Для повышения точности определения средней мощности пласта (в пределах 2 % измерения), если пласт по мощности хорошо выдержан, замеры следует производить ежедекадно через 15–20 м вдоль линии забоя. При оставлении пачки полезного ископаемого в почве или кровле пласта интервалы замеров могут быть доведены до 5 м.

При разработке *наклонных, крутонаклонных, крутых (крутопадающих) пластов тонких и средней мощности* съемку очистных забоев производят рулеточными замерами (рис. 7.18). На откаточном штреке в створе пунктов *A* и *B* теодолитного хода выставляют точку *B*, от которой натягивают рулетку (или шнур) под прямым углом к линии *AB* по восставанию пласта до точки *a* вблизи нижней площадки нижнего уступа. Затем располагают рулетку параллельно нижней площадке этого уступа (по простиранию пласта) и выставляют

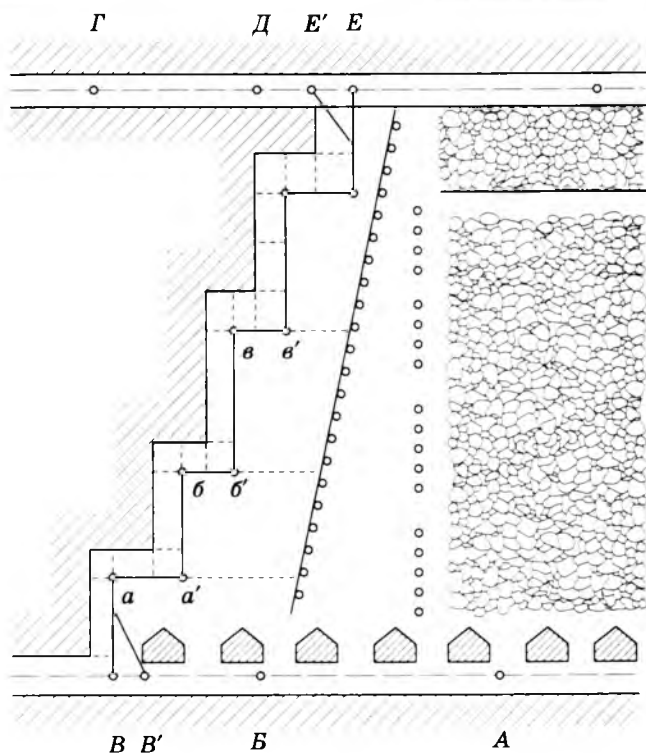


Рис. 7.18. Схема съемки очистного забоя крутого пласта

точку a' . Далее аналогичным образом отмечают точки $б, б', в, в'$ и выходят на вентиляционный штрек до точки $Е$, выставленной в створе пунктов $Г$ и $Д$ теодолитного хода. В процессе прокладки рулеточного хода производят съемку характерных точек уступов способом ординат. Азимутальную привязку рулеточного хода можно произвести с помощью треугольников, построенных от примычных сторон $ВВ'$ и $ЕЕ'$.

Для измерения углов падения и простирания пласта в этих условиях применяют горный компас. На план сначала наносят рулеткой ход и увязывают его. Затем, откладывая от него измеренные ординаты, строят линию забоя.

7.5.2. Съемка нарезных и очистных выработок при разработке рудных месторождений

При разработке рудных месторождений в качестве классификационного признака (по М.И. Агошкову) системы разработки принято состояние очистного пространства в период ведения очистной выемки. Выделяют восемь классов систем разработки:

- I класс — системы с открытым очистным пространством;
- II класс — системы с магазинированием руды;
- III класс — системы с закладкой очистного пространства;
- IV класс — системы с креплением очистного пространства;
- V класс — системы с креплением и закладкой очистного пространства;
- VI класс — системы с обрушением вмещающих пород;
- VII класс — системы с обрушением руды и вмещающих пород;
- VIII класс — комбинированные системы.

В зависимости от способа ведения очистной выемки выделяют группы систем данного класса.

Системы разработки этажного самообрушения. Эти системы относятся к VII классу. Принципиальная схема этажного самообрушения (с указанием размеров элементов системы) представлена на рис. 7.19.

Подготовка блока на основном горизонте состоит в проведении полевого (откаточного) штрека 1, ортов 2 и рудного штрека висячем боку залежи. Из орта пройдены вверх рудоспуски 3 до уровня горизонта скреперования, который состоит из штреков 4, сбитых между собой ортами 5. В центре блока расположен вентиляционный орт 6, выходящий к вентиляционному восстающему 7. Из скреперных штреков пройдены выпускные дучки (рудоспуски) 8 до уровня горизонта подсечки. После подсечки блока начинается самообрушение руды. В процессе самообрушения руду частично выпускают, скреперуя ее по штрекам 4 до рудоспусков 3.

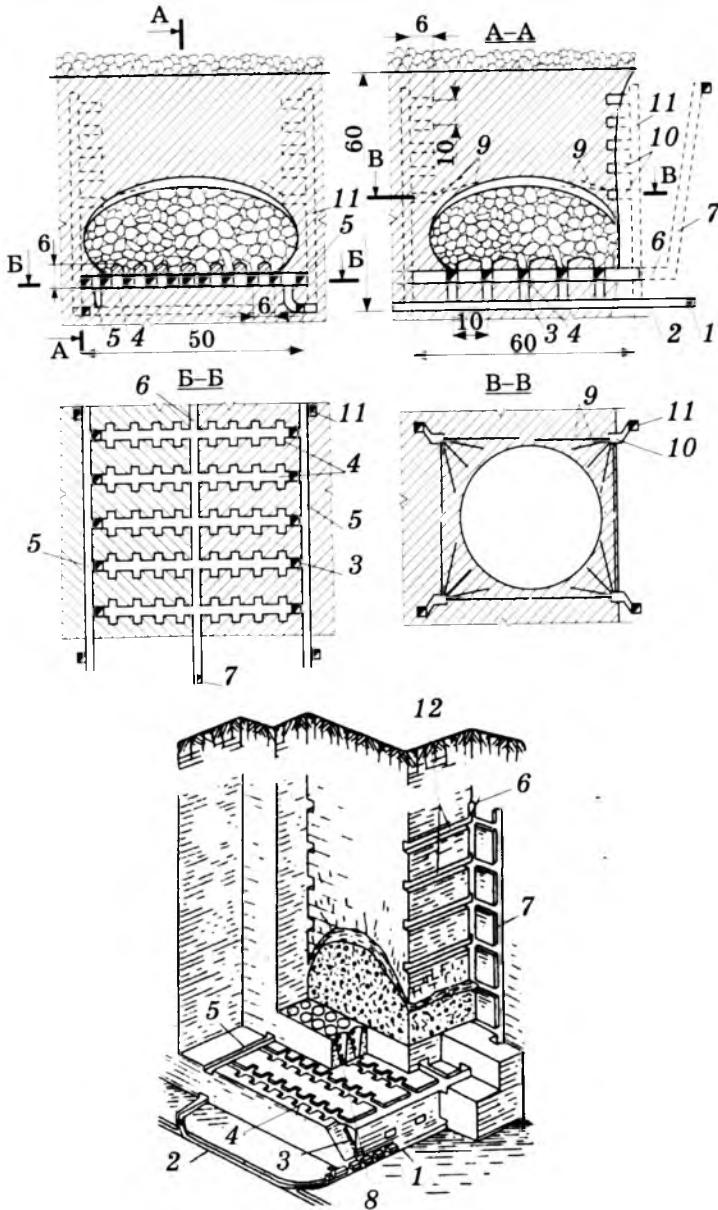


Рис. 7.19. Схема этажного самообрушения

Обрушение руды идет до тех пор, пока не образуется устойчивый свод естественного равновесия. Поэтому периодически необходимо разрушать основание этого свода путем отрезки блока.

В приведенном варианте отрезка блока осуществляется взрыванием скважин 9, пробуренных из буровых камер 10. Буровые камеры проводят из восстающих 11, расположенных по углам блока. Наличие буровых камер обеспечивает возможность в необходимых случаях перейти на системы этажного принудительного обрушения. Иногда вместо буровых камер проводят окаймляющие выработки 12.

В процессе выпуска руды необходимо интенсивное проветривание горизонта скреперования. Свежий воздух с откаточного горизонта через восстающие 11 и орты 5 поступает в штреки скреперования и затем через вентиляционный орт 6 и восстающий 7 — на вентиляционный горизонт.

Объем горных работ, связанных с подготовкой блока к обрушению, определяет характер и точность следующих маркшейдерских работ.

□ Задание направлений выработкам и ориентирование подэтажных горизонтов с передачей высотной отметки.

Во избежание образования пробок при спуске руды наблюдают, чтобы проводимые рудоспуски были прямолинейными. При проходке восстающих работа маркшейдера включает следующие основные операции (рис. 7.20):

- определение в натуре места расщепки восстающего;
- задание первоначального направления проходки восстающего (по дирекционному углу и углу наклона);
- перенос направлений при дальнейшей проходке восстающего;
- контроль за соблюдением проектного сечения, высоты восстающего и съемки восстающего.

Заданное направление закрепляют отвесами, на которых по углу наклона δ отметками или грузами (отвесами) намечают уклон восстающего, необходимый для ориентирования рабочих.

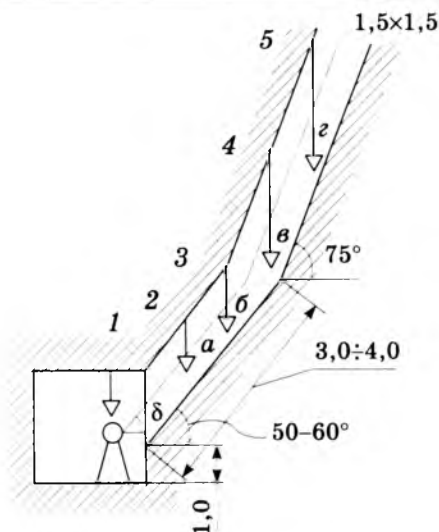


Рис. 7.20. Схема задания направления восстающим выработкам:
 1 — точка стояния теодолита; 2–5 — точки задания направления в кровле; $a-z$ — точки визирования на отвесе; δ — угол наклона визирной оси теодолита

Для расчески горизонта скреперования на определенной высоте от основного горизонта маркшейдер во всех восстающих замеряет высоту выработки от точек, заложенных в почве откаточных выработок. На проектной отметке горизонта скреперования после сбойки близко расположенных восстающих производят ориентирование горизонта скреперования одним из упрощенных геометрических способов (см. 7.3), или через две выработки. Точность ориентирования будет зависеть от величины допустимой линейной ошибки определения положения границ блока в месте встречи забоев или в наиболее удаленной точке выработки.

После ориентирования проводят встречными забоями орты и одновременно задают направления штрекам горизонта скреперования, которые обычно также проводятся встречными забоями. При проведении штреков намечают места за-

ложения восстающих, выпускных люков, а также проводят различные восстающие. Из них на установленной высоте пересекают горизонты подсечки ослабления и ориентируют их с такой же точностью и в том же порядке, что и горизонт скреперования.

По мере проведения горных выработок на всех горизонтах производят съемки. При этом фиксируют положение висячего и лежащего боков залежи, очистного пространства и др.

□ Определение и оконтуривание границ блока в натуре на всех горизонтах в соответствии с проектом.

□ Контроль и учет выпущенного из блока полезного ископаемого, определение потерь и разубоживания.

□ Составление документации по горизонтам и по блоку в целом на основе выполненной съемки выработок.

По всем горизонтам по мере их засечки и ориентирования составляют погоризонтные планы, на которые наносят все проектные, а затем и фактически пройденные выработки, рабочие планы горных работ, а также разрезы и профили по выработкам.

Системы разработки этажного принудительного обрушения. Эти системы относятся к VII классу. Принципиальная схема этажного принудительного обрушения (с указанием размеров элементов системы) представлена на рис. 7.21.

В данных системах разработки руда обрушается на компенсационные камеры сразу по всей высоте блока (рис. 7.21, а). В варианте со скреперной доставкой руды (рис. 7.21, б) из откаточного орта 1 до горизонта скреперования 2 проходят рудоспуски 3. По углам блока располагают одну-две буровые восстающие выработки 4 и блоковый восстающий 5. Начальная стадия очистной выемки состоит в образовании на горизонте подсечки 6 двух-трех компенсационных камер, между которыми оставляют временные целики для предупреждения преждевременного обрушения рудного массива.

Размеры компенсационных камер в плане, их число, толщина временного целика определяются устойчивостью руды и размерами блока. Высота камер принимается из расчета

компенсации увеличения объема руды вследствие ее разрыхления при взрыве.

Подсечку чаще всего осуществляют двумя способами:

□ шпурами, пробуренными из рудоспускных дучек в сочетании с одним-двумя рядами глубоких горизонтальных скважин, служащих для увеличения высоты компенсационных камер (горизонтальные скважины можно бурить из восстающих, пройденных из дучек во временных целиках);

□ взрыванием на отрезную щель 1 (рис. 7.22) вертикальных вееров скважин 2, пробуренных из горизонтальных выработок 3 на горизонте подсечки.

Одновременно с подсечкой производят бурение глубоких скважин, а затем — выпуск руды. Выпуск руды происходит под обрушенными породами.

В зависимости от расположения компенсационных камер, кроме вышеописанной системы, различают этажное принудительное обрушение на вертикальные компенсационные камеры и этажное принудительное обрушение без компенсационных камер («в зажатой среде»).

Маркшейдерские работы заключаются в перенесении в натуру проекта проведения всех выработок, в том числе буровых камер, закладываемых из восстающих на проектной высоте в подэтажном массиве. Для точного определения границ выемочной панели, разбивки и задания направления скважинам определенной длины производят ориентировку буровых камер через восстающий, а затем съемку камеры.

Качество взрывной отбойки руды во многом зависит от правильного расположения в массиве взрывных выработок (взрывных скважин, минных камер), особенно при производстве массовых взрывов. Степень точности расположения центров, осей минных выработок и взрывных скважин зависит от качества разбивочных и съемочных работ.

Перенесение в натуру проекта и съемки минных выработок производят от точек и сторон съемочных ходов методом ординат, полярным методом или проложением висячих ходов.

Съемка глубоких взрывных скважин состоит в привязке устья скважины к пунктам съемочной сети, определении

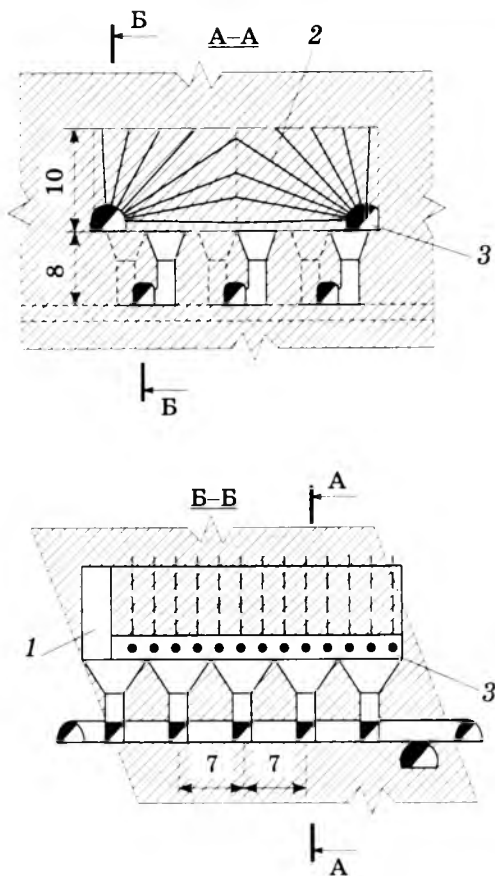


Рис. 7.22. Подсечка вертикальными веерами скважин

глубины скважины, направления и угла наклона ее оси. Погрешность определения глубины скважины не должна превышать 0,2 м, направления оси в плане и угла наклона — 30'.

Методика съёмки глубоких взрывных скважин зависит от технологии бурения, к которой следует отнести направление бурения (горизонтальное, наклонное, вертикальное), расположение скважин (веерообразное, параллельное) и оборудования для их бурения.

При веерообразном расположении скважин (рис. 7.23, *a*) их бурят из камер, сооружаемых таким образом, чтобы точка установки в них бурового станка *C* располагалась на пересечении границ блока в плане. После сооружения камеры производят ее съемку, в результате которой, кроме контуров камеры, определяют положение направления *AB*, что позволяет вычислить координаты точки *C*. По полученным данным определяют горизонтальный угол *ABC* и расстояние *BC* для разбивки в натуре точки *C*. В кровле камеры закладывают точку *C*, под которой устанавливают угломерный прибор, ориентируют его относительно направления *CB* и задают направления будущих скважин. Эти направления закрепляют точками на деревянных брусках, установленных под кровлей камер. Из этих точек опускают отвесы, по которым при забурировании осуществляется ориентировка скважин в плане.

Если необходимо задать направление наклонным скважинам, в камере в точке *C* устанавливают угломерный прибор на одной высоте с осью вращения бурового станка. После фиксации направления в горизонтальной плоскости на вертикальном круге откладывают необходимый угол наклона. Затем на стыке камеры и отвеса, подвешенного в створе на-

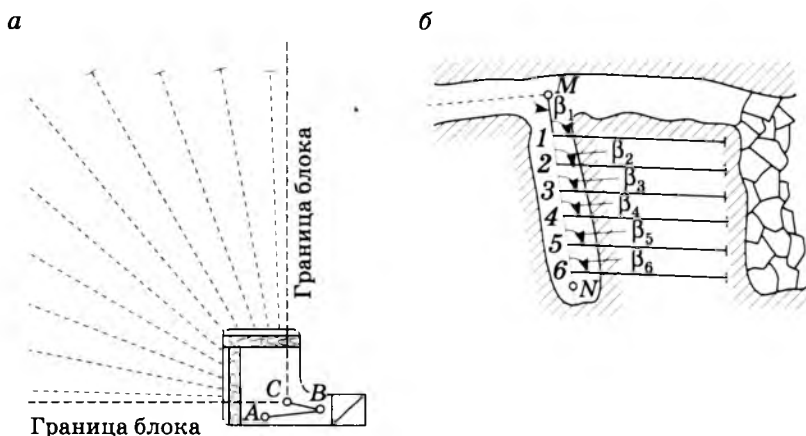


Рис. 7.23. Схемы задания направлений скважин:
a — веерообразных; *b* — параллельных

правления, отмечают точки, определяющие наклон будущей скважины.

При задании направления параллельным скважинам (рис. 7.23, б) в горной выработке в створе направления MN последовательно разбивают точки 1–6, в которых устанавливают угломерный прибор и откладывают углы β_1 – β_6 . В направлении луча визирования на стенке выработки делают отметку центра скважины, возле которой записывают ее номер.

По окончании бурения скважин производят их контрольную съемку с измерением направлений и глубины.

Системы разработки с подэтажной отбойкой. Эти системы относятся к I классу и принципиально заключаются в следующем (рис. 7.24 с указанием размеров элементов системы).

Подготовительные работы состоят в проведении откаточного 1 и вентиляционного 2 штреков и проходке блоковых восстающих 3. Из откаточного штрека проходят погрузочные камеры 4 с двухсторонним расположением дучек 5. Погрузочные камеры сбивают с вентиляционным штреком сбояками 6. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 7, а в центре блока проводят отрезной восстающий 8.

Начальная стадия очистной выемки заключается в расширении дучек в воронке 9 с одновременной подсечкой блока над ними на всю мощность рудного тела и расширении отрезного восстающего в отрезную щель.

Для образования отрезной щели (рис. 7.24, б) на каждом подэтаже проводят буровые орты и из них бурят нисходящие скважины на высоту подэтажа. Скважины взрывают от отрезного восстающего 8 к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель на полную длину и высоту камеры. Отрезной восстающий при расширении его в отрезную щель с помощью скважин проходят со стороны висячего бока. В зависимости от наклона отрезного восстающего скважины бурят вертикально или наклонно.

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего подэтажа. Отбитая

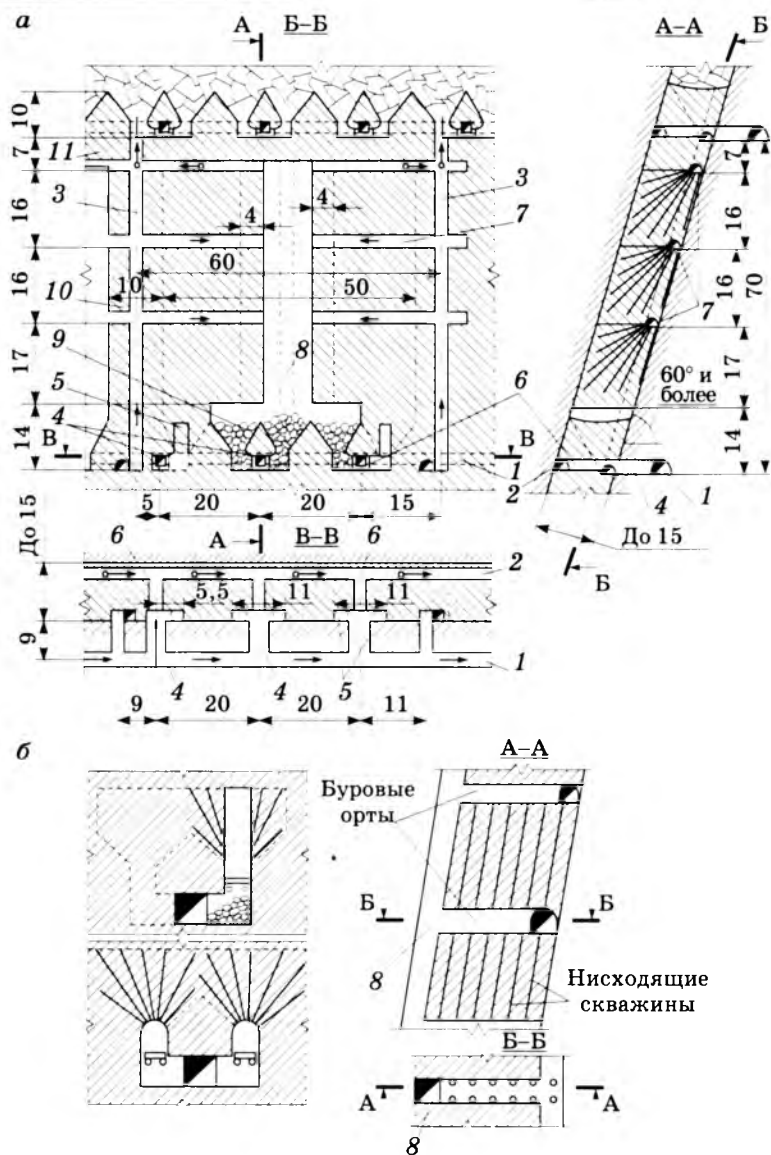


Рис. 7.24. Схема подэтажной отбойки руды веерным комплектом глубоких скважин:

а — план основного горизонта (Б-Б), проекция на вертикальную плоскость (А-А), разрез вкрест простирания (А-А); б — образование отрезной щели

руда поступает через воронки и дучки на подошву погрузочных камер, где самоходными погрузочными машинами грузится в вагоны. Для бурения глубоких скважин необходимо применять самоходные буровые станки.

Междукамерные 10 и междуэтажные (потолочина) 11 целики отрабатывают после выемки двух и более соседних камер обычно массовым взрывом скважинных и камерных зарядов.

До начала проведения подэтажных выработок маркшейдер производит ориентирование подэтажного горизонта. Учитывая, что каждый подэтаж и выработки, проведенные в нем, являются самостоятельным участком, необходимо точно определить границы камер и междукамерных целиков. Каждый подэтаж ориентируют отдельно. Одновременно с ориентированием на подэтажи передается высотная отметка при помощи рулетки или тригонометрическим нивелированием.

После производства ориентирования проходят штреки и орты по заданным маркшейдером направлениям.

В процессе ведения очистных работ маркшейдер производит съемку и зарисовку линии забоя камеры и осуществляет из открытой заходки контроль за ее размерами, замеры ординат от прямой AB (рис. 7.25) перпендикулярно к последнему стану угломерной съемки I-II до кромки камеры. От линии AB

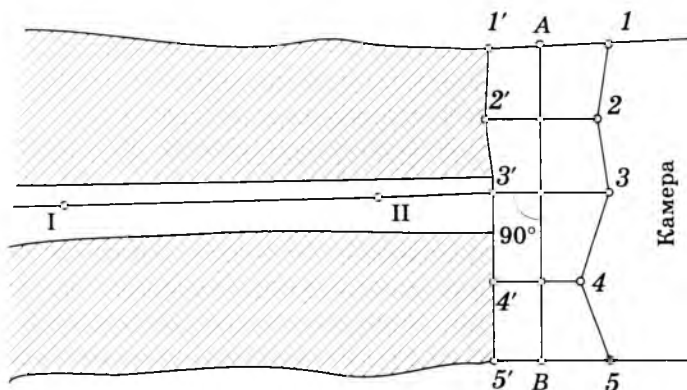


Рис. 7.25. Схема съемки забоя открытой камеры

ординатами в обе стороны снимают характерные точки $1-5$ и $1'-5'$ линии забоя камеры и внутренней стенки заходки.

На основе материалов съемки всех этажных и подэтажных подготовительных и очистных выработок составляют подэтажные планы по каждому горизонту, проекцию блока по простиранию на вертикальную плоскость, разрезы блока вкрест простирания по наиболее характерным плоскостям. По этим материалам определяют потери и разубоживание.

При отбойке глубокими скважинами маркшейдер задает их направления по простиранию и глубине, а в процессе бурения контролирует правильность проведения скважин. Существуют различные способы измерения глубины скважин, например жезловый, пневматический, механический, звуколокационный.

Важным является маркшейдерское обслуживание отработки различных целиков, запасы которых в междукамерных целиках составляют 25–30 %, в потолочинах — до 50 %. Наиболее эффективным методом отработки таких целиков также является взрывание глубоких скважин. Перед составлением проекта отработки целика маркшейдер на основе контрольных промеров и съемки пространственно изображает целик. Неточный перенос маркшейдером проекта расположения скважин в натуре при буровзрывных работах может привести к значительным потерям руды из-за неполной отбойки и обрушения потолочины, особенно на краях целиков.

При задании направления скважинам с параллельным или веерным расположением между точками 3 и 4 теодолитного хода $1-2-3-4$ (рис. 7.26) натягивают шнур, на котором от этих точек откладывают проектные расстояния d_1, d_2, d_3, d_4 . Определив положение точек a, b, c и d для установки бурового станка, их закрепляют отвесами или другими способами. В отмеченных точках устанавливают угломерный прибор, и откладываются проектные горизонтальные $\alpha_1-\alpha_4$ и вертикальные углы. На задней стенке по отложенным направлениям отмечают точки a', b', c' и d' и закрепляют их отвесами. Направления $a'a, b'b, c'c$ и $d'd$ будут соответствовать направлениям скважин в натуре.

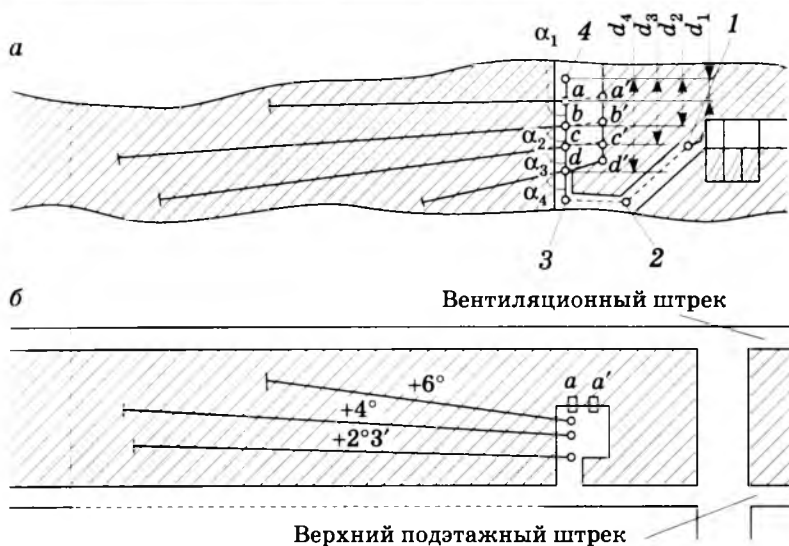


Рис. 7.26. Схема задания направления глубоким скважинам при выемке потолочины:
а — в плане; б — в разрезе

Буровой станок устанавливают последовательно под отвесами *a, b, c* и *d*, буровой инструмент направляется по створу отвеса. После взрывания скважин маркшейдер определяет эффективность взрывных работ в отношении полноты отработки целика, степени дробления (наличия негабаритов).

Системы разработки со шпуровой отбойкой руды из магазина. Эти системы относятся ко II классу. Принципиальная схема их проведения следующая (рис. 7.27 с указанием размеров элементов системы).

Откаточный штрек 1 располагается в рудном теле по середине мощности его или по контакту с лежащим боком. Вентиляционным штреком служит откаточный штрек 2 вышележащего этажа. Этаж по простиранию разделяют на выемочные блоки восстающими, расположенными в междуканальных целиках по их оси. Восстающие по вертикали сбивают с камерами ходками 3. Иногда по середине блока большой длины проходят дополнительный восстающий для обеспечения удоб-

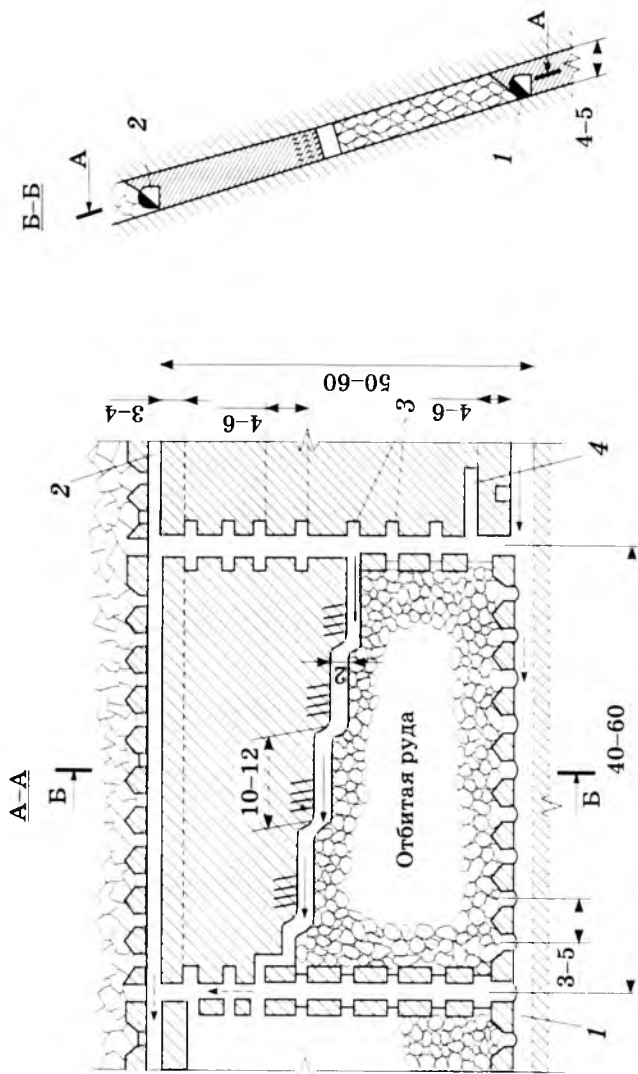


Рис. 7.27. Схема шнуровой отбойки руды из магазина при потолкоуступном забое

ной доставки в камеру материалов и оборудования, улучшения проветривания очистных забоев.

Очистная выемка блока включает следующие стадии: подсечку магазина и образование в его подошве воронок, отбойку руды до уровня подштрекового целика и ее магазинирование, выпуск руды и выемку междуэтажных и междукамерных целиков.

Подсечку и образование воронок производят сразу по всей длине блока, для чего проводят подсечкой штрек 4. Очистную выемку ведут потолкоуступным или сплошным забоем по всей длине блока. Цикл очистной выемки, включающий бурение и взрывание шпуров, проветривание, выпуск излишков руды и оборку кровли, продолжается обычно две-три смены. Количество выпускаемой в каждом цикле руды зависит от степени ее разрыхления. После выпуска руды высота рабочего пространства находится в пределах 2 м.

При достижении очистной выемкой границы подштрекового целика начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Его ведут равномерно из всех люков. Выработанное пространство после выпуска руды обычно оставляют открытым или заполняют закладкой. Если выработанное пространство закладывают, то целики под и над вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, то выемку междуэтажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды.

Съемку очистного забоя производят в основном рулеточным обмером (рис. 7.28). Сначала в восстающих выработках опускают отвесы из точек A , B и E , положение которых определяют от ближайших маркшейдерских пунктов. Затем из точек a и b очистного забоя опускают короткие отвесы. Между отвесами при помощи висячего полукруга натягивают горизонтальные шнуры, измеряют длины отрезков $A'a'$, $a''B'$, $B''b'$, $b''E'$ и расстояния AA' , aa' , aa'' , BB' , $B'B''$, bb' , $b'b''$ и EE' . От натянутых шнуров методом ординат производят съемку характерных точек линии очистного забоя в вертикальной плос-

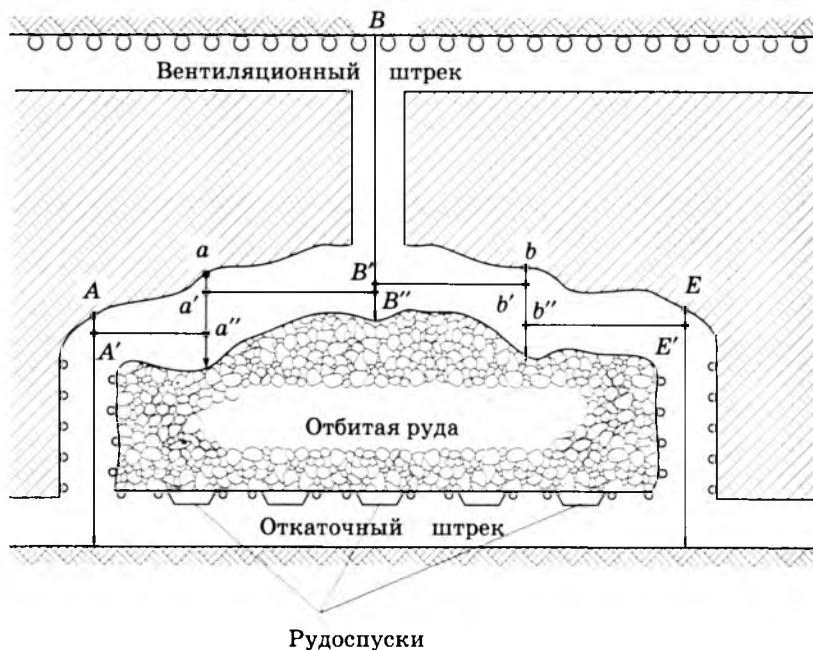


Рис. 7.28. Съемка очистного забоя при системе разработки с магазинированием руды с потолкоуступным забоем

кости. По данным съемки линию забоя изображают в вертикальном разрезе блока по простирацию или в проекции блока на вертикальную плоскость.

7.6. Съемка подземных пустот и камер

Под *подземными пустотами, камерами* понимают закрытые полости и горные выработки в недрах земли, образовавшиеся в результате деятельности человека, проявления геотектоники, воздействия подземных вод (камеры различного назначения, хранилища, карсты и др.).

Пустоты и камеры принято разделять на доступные (в них наблюдатель может непосредственно производить съемку)

и недоступные (съемка возможна только из подходящих выработок, поскольку к стенкам таких пустот и камер невозможен или запрещен доступ наблюдателя).

Рассмотрим съемку пустот и камер методами световых сечений и звуколокации.

Метод *световых сечений* заключается в съемке пустот и камер фотографированием светопрофилей, направленных перпендикулярно к оси выработки через заданные интервалы (рис. 7.29).

Светопрофили 4 создают импульсным осветителем 3, освещающим узкую полосу поперечного сечения выработки. Эта полоса фиксируется фотоаппаратом 1. Для масштабирования фотоснимков импульсный осветитель снабжен двумя взаимно перпендикулярными телескопическими базисами с марками на концах 2. При энергии вспышки 120 Дж обеспечивается съемка выработок сечением до 10×10 м. Масса импульсного осветителя вместе со штативом около 8 кг. Для съемки светопрофиля выработок рекомендуется применять фотокамеры, снабженные объективами с фокусными расстояниями

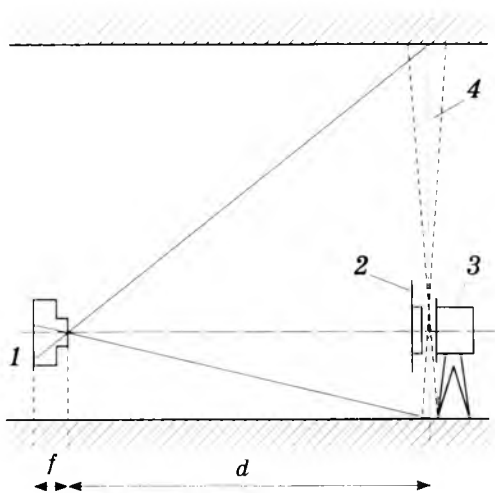


Рис. 7.29. Схема светопрофильной съемки сечений выработки

не более 50 мм, и пленку светочувствительностью не менее 250 единиц.

Импульсный осветитель устанавливают через выбранные интервалы по оси съемки, вынесенной от пунктов съемочной сети.

Расстояние d от фотоаппарата до импульсного осветителя выбирают таким, чтобы получить изображение сечений на фотопленке в заданном масштабе:

$$d = fm,$$

где f — фокусное расстояние объектива фотоаппарата; m — знаменатель масштаба снимка.

Средняя квадратическая погрешность определения основных размеров сечений выработок методом световых сечений составляет 0,1–0,2 м.

С помощью *звуколокации* может производиться съемка следующих объектов: недоступных пустот (камер), искусственно образовавшихся при отработке полезных ископаемых, и естественных (природных) карстов, а также вертикальных, горизонтальных и наклонных горных выработок (рудоспусков, стволов, шурфов, дучек и др.).

Для съемки очистных камер может использоваться звуколокатор типа «Сфера». Его акустическую систему с помощью штанг выносят в полость камеры (рис. 7.30). От пунктов съемочной сети определяют координаты центра акустической системы и дирекционный угол исходного направления акустического луча. Звуколокатор осуществляет полную съемку очистной камеры из одной точки путем последовательного звуколокационного обзора очистного пространства по замкнутым вертикальным и горизонтальным сечениям. Контур каждого сечения записывается в заданном масштабе на круговой диаграмме.

Дальность действия звуколокатора «Сфера» от 1,8 до 60 м, погрешность измерения расстояний не превышает 4 %. На запись одного сечения требуется не более 6 мин. Масштабы записи 1:50, 1:100, 1:200, 1:250, 1:500. Масса комплекта 24 кг, в том числе акустической системы 6 кг.

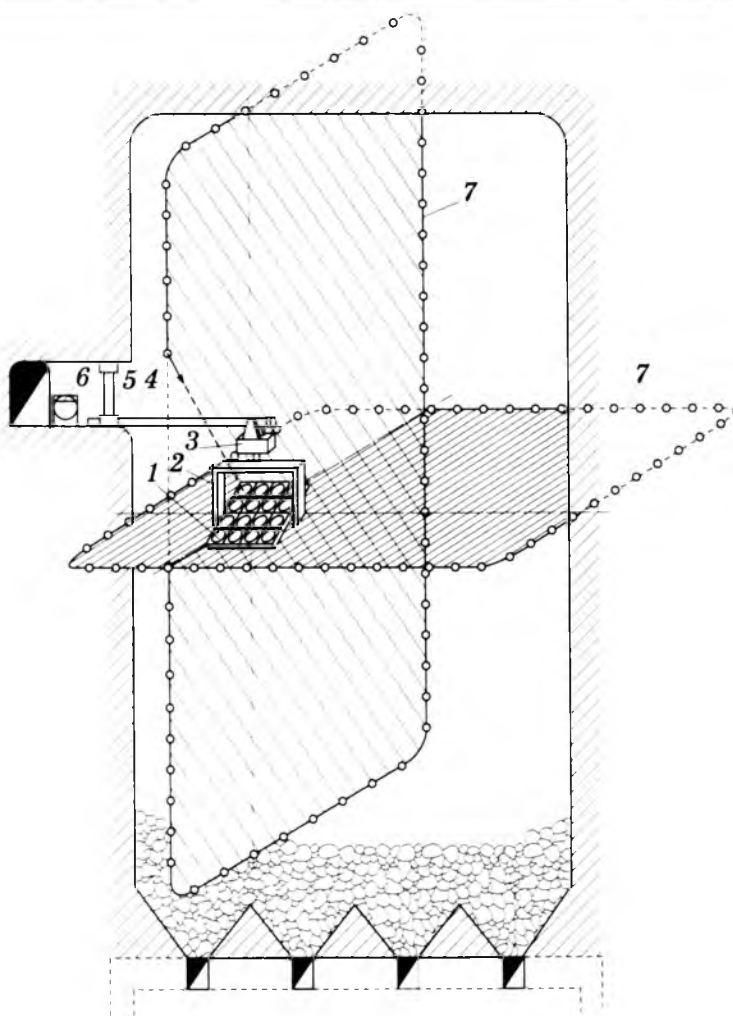


Рис. 7.30. Схема звуколокационной съемки очистной камеры: 1 — акустический приемоизлучатель; 2 — рама с механизмом вертикального обзора; 3 — механизм горизонтального обзора; 4 — штанга; 5 — распорная стойка; 6 — самописец; 7 — контуры горизонтального и вертикального сечений камеры

Для съемки камер растворения (при разработке месторождений соли), подземных хранилищ, карстов применяют скважинные звуколокаторы типов «Галит» и «Луч» (рис. 7.31).

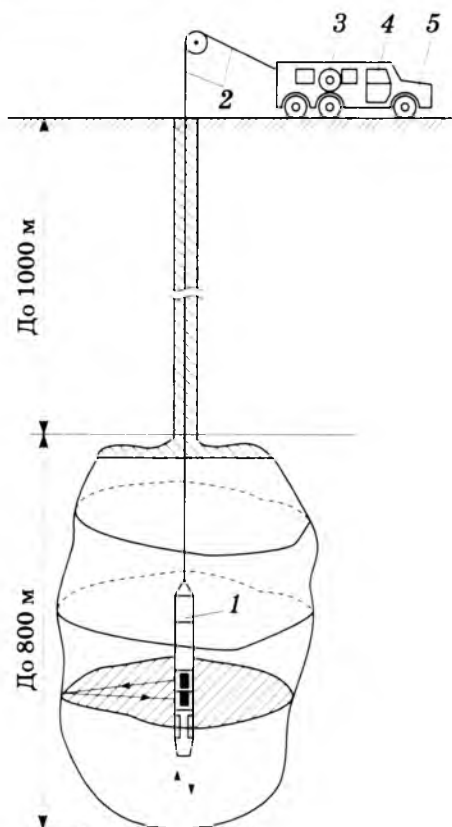


Рис. 7.31. Схема звуколокационной съемки камер растворения

Скважинный звуколокатор состоит из двух основных частей: скважинного снаряда 1 и приборной стойки наземной станции 4, соединенных каротажным кабелем 2 через лебедку 3. Весь прибор смонтирован на каротажной станции в автомашине 5.

При съемке камеры растворения, заполненной соляным рассолом, вначале производят разгерметизацию камеры, демонтаж оголовки скважины, подъем или извлечение рассолоподъемной колонны труб и опускание скважинного снаряда в район днища камеры. Затем осуществляют непосред-

ственно съемку, включающую измерения глубины спуска скважинного снаряда, скорости распространения звука на уровне точки наблюдения и радиусов горизонтального сечения камеры. Измерение радиуса камеры осуществляют звуколокатором, который на необходимой глубине автоматически плавно поворачивается вокруг вертикальной оси. Ультразвуковые волны распространяются от излучателя до стенок камеры и, отразившись от них, попадают на приемник акустической системы. При съемке самописец фиксирует эхограмму горизонтального сечения камеры. Одновременно с этим ориентирующее устройство наносит на эхограмму отметку, определяя пространственное положение снимаемого объекта.

Технические данные звуколокатора «Галит»: допустимая глубина спуска снаряда 1800 м, длина скважинного снаряда 2300 мм, диаметр 112 мм, масса 26 кг. Диапазон измерения расстояний от 0,5 до 200 м, регистрация измерений осуществляется осциллографом и автоматическим самописцем. Масштаб записи горизонтальных сечений 1:200–1:2000, погрешность измерения расстояний, фиксируемых автоматическим самописцем, составляет 0,015l, погрешность магнитного ориентирования 1°. Время съемки одного горизонтального сечения камеры 2 мин.

По результатам съемки составляют разрезы камеры в любом сечении, совмещенные планы камер, блок-диаграммы, графики в афинной и аксонометрической проекциях или объемные модели.

Используя скважинные звуколокаторы «Галит», можно производить съемку любых подземных пустот, заполненных жидкостями (подземные хранилища, карсты, камуфлетные полости, сооружаемые способами взрывоуплотнения горных пород, взрывоуплотнения и одновременного крепления горных пород).

Для измерения глубины скважин различного назначения используют эхолоты типа «Пульсар». Акустическую головку прибора помещают в устье скважины, значения измеряемых расстояний отсчитывают по шкале индикатора. Эхолоты позволяют измерять скважины глубиной до 60 м

и диаметром 50–220 мм, погрешность измерений не превышает 3 %. Время замера глубины скважины до 30 с. Масса прибора 6,5 кг.

Для съемки и контроля скважин большого диаметра и шахтных стволов, проходимых способом бурения, используются звуколокаторы типа «Калибр», позволяющие получить вертикальные профили и горизонтальные сечения ствола, заполненного буровым раствором. Для выполнения съемки скважинный заряд с акустической системой опускают в скважину на кабеле. Регистрация контура сечений или профиля стенок в заданном масштабе осуществляется в наземной части прибора самописцем и визуально контролируется по осциллографу.

Максимальная глубина съемки 1000 м; дальность действия звуколокатора 0,3–10,0 м, в зависимости от плотности среды; погрешность измерения радиусов сечений не превышает 4 %. Время записи одного сечения 1,2 мин. Масса измерительного снаряда 65 кг.

7.7. Замеры подземных горных выработок

Замеры подземных горных выработок представляют собой простейший вид съемок. Необходимость в замерах возникает в связи с тем, что съемочные сети создаются с отставанием от непрерывно подвигающихся забоев горных выработок и не дают необходимого представления о положении и состоянии горных выработок за отчетный период, т.е. горные выработки находятся в движении, а инструментальные съемки отстают.

Замеры дополняют и детализируют форму горных выработок в призабойной части. Кроме того, ряд данных, необходимых для работы горного предприятия, может быть получен в результате линейных измерений меньшей точности, например определение положения и размеров целиков, мест засечки нарезных выработок. Инструментальные съемки выработок небольшой длины с малым сроком существования вообще не

проводят, их заменяют замерами. Маркшейдерские замеры осуществляют от съемочных сетей, их производство главным образом связано с выполнением съемок пониженной точности.

Результаты замеров служат непосредственной основой для установления выполнения плана горных работ за отчетный период и соответствия площадей их поперечного сечения, принятым в проекте.

Замер подвигания подготовительных и очистных выработок выполняют периодически по состоянию на конец отчетного периода в соответствии с требованиями нормативных документов. Результаты замера заносят в журнал замера горных выработок, форму которого устанавливает отраслевое ведомство (производственное объединение).

7.7.1. Замеры в подготовительных и нарезных выработках

Замеры в подготовительных и нарезных выработках выполняется:

- для измерения длины и подвигания выработок с целью определения и контроля объема выполненных горноподготовительных работ;
- измерения длины линии забоев и контроля соответствия фактических сечений подготовительных выработок проектным;
- определения положения и размеров нарезных выработок и целиков с последующим использованием этих данных для пополнения планов горных выработок, подсчета потерь и т.д.;
- определения положения и элементов залегания геологических контактов (напластования, тектонических разрывов, трещиноватости) структуры пласта и других геологических объектов.

Подвигание забоя D за отчетный период:

$$D = L_2 - L_1, \quad (7.11)$$

где L_1 , L_2 — расстояния до забоя выработки от последнего пункта маркшейдерской сети соответственно на начало и конец отчетного периода.

Значительное внимание уделяется контролю соответствия проектных сечений выработок при их проходке. Используются несколько способов измерения поперечных сечений горных выработок.

При наличии временных путей широко применяют способ с двумя рейками (рис. 7.32, а). По длине выработки разбивают пикеты, на каждом из которых отмечают створ направления. Сначала измеряют расстояния от створа направления до

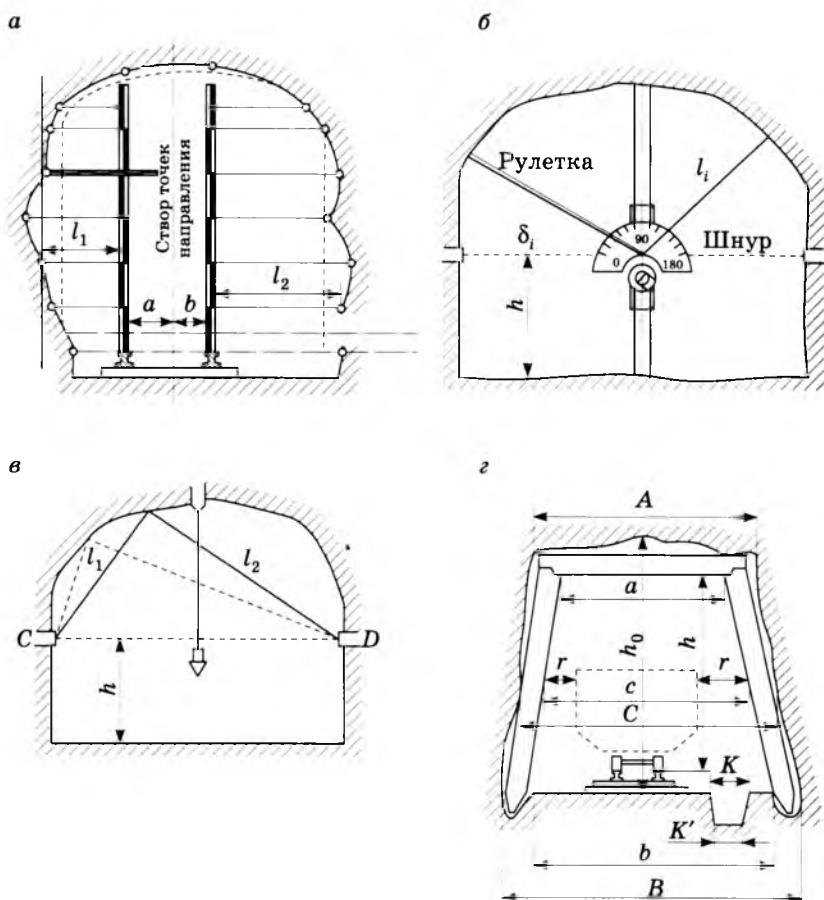


Рис. 7.32. Схемы съемки поперечного сечения выработок

головки рельсов a и b . Затем на рейки устанавливают рейки с дециметровыми делениями, от них рейки с сантиметровыми делениями и измеряют расстояния l до стенок выработки методом перпендикуляров, т.е. производят съемку характерных точек левой и правой стенок.

В выработках криволинейного, сводчатого очертания получили распространение полярный способ и способ линейных засечек.

В *полярном способе* (рис. 7.32, б) используется рулетка и градуированный полукруг (типа транспорта), закрепленный на вертикально установленной распорной стойке на высоте h по оси выработки. Измерения сводятся к замеру рулеткой расстояний от центра полукруга до периметра выработки и угла наклона полотна рулетки в разных ее положениях. По высоте центра h полукруга, измеренным расстояниям l_i и их углам наклона δ_i определяется фактическое сечение выработки.

Способ линейных засечек (рис. 7.32, в) сводится к измерению в каждой засечке расстояний l_1 и l_2 от произвольно выбранных точек C и D до определяемой характерной точки контура выработки. По высоте h размещения точек C и D относительно почвы выработки и совокупности расстояний l_1 и l_2 строят фактическое сечение выработки.

В выработках прямоугольной и трапециевидной формы получил распространение *способ непосредственных измерений* (рис. 7.32, г). На закрепленных участках сечение выработок измеряют в черне и в свету. Для выработок трапециевидной формы измеряются: h_0 — высота от кровли до почвы выработки, h — высота от верхняка до головки рельсов, A — ширина выработки в черне по кровле, a — ширина выработки в свету по низу верхняка, C — ширина выработки в черне по середине поперечного сечения, c — ширина выработки в свету на уровне верхней кромки вагонетки, B и b — ширина выработки соответственно в черне и в свету по почве выработки, r — величина зазоров между стойками и верхней кромкой вагонетки. Кроме того, измеряют зазоры между крепью и стен-

ками выработки, расстояние от головки рельсов до контактного провода, а если в выработках подвешены трубы, кабели и другое оборудование, то и величину зазоров между стенками вагонетки и этим оборудованием. Контролируют соблюдение проектного уклона откаточного пути на проложенном за отчетный период участке, а также глубину водоотливных канавок и их ширину K (по верху) и K' (по дну). На незакрепленных участках измеряют ширину (вверху, внизу, посередине) и среднюю высоту выработки.

Особое внимание при замерах уделяется оценке мощности и структуры залежи, являющихся основными ее показателями, используемыми при решении многих производственных задач.

7.7.2. Замеры в очистных выработках

Замеры в очистных выработках производят для определения длины линии очистных забоев, их подвигания за отчетный период и выявления деталей очистного пространства, а также с целью получения необходимой информации для пополнения планов, контроля паспортов крепления очистных выработок, подсчета добычи полезного ископаемого, потерь и т.д.

Прямоугольная форма и небольшая длина линии очистных забоев (лав) позволяет определять длину линии забоя, измеряя ее рулеткой. При этом среднее значение длины линии забоя находят как среднее арифметическое всех промеров, выполненных за отчетный период.

Подвигание очистного забоя в этом случае получают как среднее арифметическое разностей расстояний от замеренных точек до забоя в конце и начале отчетного периода, измеренных по обоим штрекам, между которыми заключен забой.

При значительной длине линии очистного забоя (лавы) его конфигурацию определяют путем съемки пониженной точности (угломерная, замеры рулеткой). Положение линии забоя (по результатам съемки) наносят на замеренный план,

по которому находят площадь выемки, подвигание и длину забоя. Средняя длина линии $L_{\text{ср}}$ забоя:

$$L_{\text{ср}} = \frac{S}{D_{\text{ср}}},$$

где S — площадь выемки, м^2 ; $D_{\text{ср}}$ — среднее подвигание линии забоя за отчетный период, м.

Замеры и съемки очистных забоев сопровождаются документацией деталей очистного пространства, к которым относятся: положение и размеры оставленных целиков, сведения о креплении и поддержании выработанного пространства, характеристика залегания, мощность и структура пласта.

Пример производственной задачи по результатам замеров. Пласт полезного ископаемого разрабатывается с использованием столбовой системы разработки. Месячный маркшейдерский замер подвигания забоя лавы показал, что расстояние до забоя от последнего пункта маркшейдерской сети предыдущего замера по конвейерному штреку составило 15,9 м, а на отчетный период — 40,3 м. Плоскость забоя перпендикулярна к осям конвейерного и вентиляционного штреков и расположена по направлению падения пласта. Угол падения пласта $\alpha = 27^\circ$. Замер вертикальной мощности $m_{\text{в}}$ (в м) по забою составил: 1,60; 1,70; 1,40; 1,30; 1,55; 1,45; 1,50. Расстояние в плане между концами лавы $l = 45,0$ м.

Для закрытия месячного наряда очистного участка требуется определить количество добытого полезного ископаемого, плотность которого $\rho = 1,3 \text{ т/м}^3$, а также потребность в двухкубовых вагонетках ($V_{\text{в}} = 2 \text{ м}^3$) для перевозки добытого полезного ископаемого от забоя до ствола, если коэффициент разрыхления $K_{\text{р}} = 1,5$.

1. Определяем количество добытого полезного ископаемого за месяц. Средняя вертикальная мощность пласта по забою:

$$m_{\text{в,ср}} = \frac{m_1 + m_2 + m_3 + \dots + m_n}{n} = \frac{1,60 + 1,70 + 1,40 + 1,30 + 1,55 + 1,45 + 1,50}{7} = 1,50 \text{ м.}$$

Месячное подвигание забоя лавы рассчитаем по формуле (7.11):

$$D = L_2 - L_1 = 40,3 - 15,9 = 24,4 \text{ м.}$$

Нормальная мощность пласта

$$m = m_{\text{в,ср}} \cos \alpha = 1,5 \cos 27^\circ = 1,34 \text{ м.}$$

Истинная длина лавы

$$L = \frac{l}{\cos \alpha} = \frac{45}{\cos 27^\circ} = 50,5 \text{ м},$$

тогда площадь забоя лавы

$$S = mL = 1,34 \cdot 50,5 = 67,67 \text{ м}^2,$$

а объем добытого полезного ископаемого

$$V = SD = 67,67 \cdot 24,4 = 1651 \text{ м}^3.$$

Следовательно, количество добытого полезного ископаемого

$$Q = V\rho = 1651 \cdot 1,3 = 2146 \text{ т} \approx 2,15 \text{ тыс. т}$$

и маркшейдер может подписать месячный наряд с указанной добычей 2,15 тыс. т.

2. Определяем потребность в вагонетках.

Объем добытого полезного ископаемого с учетом его разрыхления

$$V_d = VK_p = 1651 \cdot 1,5 = 2476 \text{ м}^3,$$

тогда необходимое число вагонеток

$$n = \frac{V_d}{V_v} = \frac{2476}{2} = 1238 \text{ шт.}$$

Маркшейдерский контроль оперативного учета добычи

7.8.

полезных ископаемых

Выделяют две разновидности учета добычи: маркшейдерский и оперативный (см. 7.7).

Маркшейдерский учет производится в конце отчетного периода. Однако на основе данных этих измерений не всегда можно установить объем добычных работ по каждому отдельному участку даже за отчетный период в целом (например, когда выработанное пространство недоступно для производства более или менее точных измерений его контуров). Кроме того, часто необходимо вести учет добычи не только по отдельным участкам, забоям, блокам и механизмам, но и по сортам добытого полезного ископаемого за смену, сутки, ме-

сяц. В этом случае ведут оперативный (статистический) учет добычи.

Оперативный учет ведет диспетчерская служба по числу и массе (нетто) вагонеток, скипов, вагонов или по данным непосредственного (на вагонных весах) взвешивания полезного ископаемого, поступающего из горных выработок за смену, сутки, месяц. При выдаче полезного ископаемого конвейером и гидротранспортом учет ведут по показаниям автоматических весов или по загрузочным емкостям.

Масса полезного ископаемого Q , добытого за отчетный период:

$$Q = Q_1 + Q_n + Q_k, \quad (7.12)$$

где Q_1 — масса полезного ископаемого, отправленного по данным бухгалтерского учета потребителям (в том числе на собственные нужды); Q_n , Q_k — остатки полезного ископаемого соответственно на начало и конец отчетного периода на складах, дозирочных площадках, в бункерах, а также в вагонах, загруженных, но не проведенных по расходу.

По данным оперативного учета оценивают динамику процесса добычных работ.

Выражение (7.12) пригодно для надежного контроля оперативного учета добычи полезного ископаемого по горному предприятию в целом, но не позволяет контролировать оперативный учет добычи на эксплуатационных участках. Эта задача решается по результатам замеров на участках отдельно по подготовительным, нарезным и очистным выработкам. Остатки полезного ископаемого на складах и в бункерах определяют маркшейдерскими замерами. При этом применяют рулеточный замер, метод профилей, тахеометрическую съемку, мензурную съемку.

Итак, маркшейдерский контроль оперативного учета добычи полезного ископаемого заключается в выполнении следующих работ:

□ определение добычи полезного ископаемого по результатам замеров (съемки) подготовительных, нарезных и очистных выработок;

□ замер (съёмка) остатков полезного ископаемого на складах, дозирочных площадках, бункерах и других заполненных емкостях на начало и конец отчетного периода.

Во втором случае масса добытого полезного ископаемого за отчетный период

$$Q = Q_1 - Q_n + Q_k.$$

До поступления руды на складах должна быть выполнена планировка площадки и ее топографическая съёмка в масштабе не мельче 1:1000 с сечением рельефа горизонталями через 0,25–0,50 м. При съёмке площадки съёмочные точки закрепляют с учетом их долговременной сохранности. На основе съёмки составляют план основания склада, который хранится в маркшейдерском отделе до ликвидации объекта.

В закрытых складах должны быть оборудованы места, с которых удобно и безопасно выполнять измерения. На стены и другие конструктивные элементы склада могут быть нанесены деления для определения объема поступающего полезного ископаемого.

В зависимости от сложности формы отвалов полезного ископаемого на складах их объем, как указывалось выше, определяют по результатам рулеточного замера или по результатам съёмки.

Рулеточными замером определяют объемы отвалов правильной геометрической формы, например конусообразные, пирамидальные, призматические, трапециевидные или приведенные к фигурам правильной формы. Абрисы отвалов с указанием их высоты, длины, ширины и других размеров заносят в журнал замеров. Объемы рассчитывают по формулам определения объемов геометрически правильных тел.

Для определения объема отвалов сложной геометрической формы выполняют тахеометрическую или мензульную съёмку, применяют также метод профилей.

Съёмку поверхности отвалов выполняют в масштабе не мельче 1:200. Пикеты выбирают в характерных точках рельефа. Поверхность изображают числовыми отметками или горизонталями с сечением рельефа 0,5 м. Для сгущения съёмоч-

ной сети при тахеометрической и мензульной съемках допускается определение переходных точек. Расстояние до точек сгущения не должно превышать 100 м, превышение определяют в прямом и обратном направлениях. При съемке отвалов объемом до 100 тыс. м³ расстояние от инструмента до пикетов не должно превышать 60 м, на отвалах большего объема — 100 м.

Метод профилей применяют для съемки отвалов вытянутой формы, выполняя съемку каждого профиля, как правило, тахеометрическим способом. Объем отвалов рассчитывают способами вертикальных и горизонтальных сечений или другими способами, обеспечивающими необходимую точность.

При выполнении контрольной съемки отвала разность основного и контрольного определений его объема не должна превышать значений, приведенных в табл. 7.5.

Таблица 7.5

**Допустимые значения разностей
при определении объема отвала**

Объем отвала, тыс. м ³	Допустимое значение разности двух независимых определений, %
Меньше 20	12
20–50	8
50–200	4
Более 200	3

При допустимой разности двух независимых определений объема отвала учитывают его среднее значение.

8

НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ПРОЯВЛЕНИЕМ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

Горное давление — силовое воздействие на контур или крепь выработки со стороны горных пород.

Основными формами проявления горного давления являются смещение и обрушение пород кровли, выдавливание пород боков и пучение пород почвы, разрушение крепей, внезапные выбросы горных пород и газов, горные удары.

Величина и характер проявления горного давления зависят:

- от горно-геологических факторов (структура и текстура, механические свойства, обводненность горных пород);

- горнотехнических факторов (способ проведения выработки, формы и размеры сечения, глубина заложения, скорость проведения выработки, конструкция и материал крепи, наличие выработанных пространств вблизи выработки).

Важно знать общее геомеханическое состояние массива горных пород, его физико-механические свойства, а также все размеры и пространственное расположение горных выработок, нарушающих сплошность массива горных пород.

Комплекс работ по наблюдению

8.1. за проявлением горного давления

Комплекс работ по наблюдению за проявлением горного давления в выработках включает:

- описание геологического строения массива горных пород в границах исследуемого участка;

- определение основных физико-механических свойств горных пород, слагающих массив;

- определение размеров и пространственного расположения выработок, нарушающих сплошность массива, а также характеристик их дальнейшего развития;

□ определение характеристик деформаций и смещений пород, наблюдаемых в выработках, осуществляют специальными маркшейдерскими измерениями, основными элементами которых являются наблюдения за относительными смещениями (конвергенцией) кровли и почвы выработок, а также противоположных стенок одиночных выработок и измерения деформаций горных пород в стенках выработок;

□ расчет напряженно-деформированного состояния массива горных пород, прилегающих к стенкам выработки;

□ проведение расчетов напряженного состояния и деформаций горных пород, окружающих выработки, с учетом существующих гипотез о развитии процессов проявлений горного давления;

□ использование методов моделирования для установления закономерностей процессов проявления горного давления.

Оценка устойчивости контура

8.2. незакрепленной выработки

Контур горной выработки может быть устойчивым или неустойчивым. Это связано:

□ с глубиной расположения выработки относительно поверхности;

□ размерами выработки;

□ прочностью массива горных пород;

□ наличием трещиноватости;

□ величиной действующих на контуре напряжений.

Поскольку выработка обнажает массив горных пород, то под устойчивым понимают такое обнажение, которое может длительное время находиться в равновесном состоянии, не обрушаясь, и обеспечивать безопасное ведение горных работ.

Обнажение считается неустойчивым, если сразу же или спустя некоторое время после проходки на нем появляются новые трещины, образуются вывалы отдельных кусков или происходят обрушения кровли и боков. Это возможно в тех

случаях, когда действующее на обнажение напряжение превышает прочность горных пород.

Рассмотрим два режима взаимодействия крепи и породного массива.

Режим заданной нагрузки. В этом случае величина нагрузки не зависит от деформационных характеристик массива и характеристик несущей способности крепи.

Данный режим применим для скальных пород, которые не испытывают перед разрушением заметных пластических деформаций (например, для пород с хрупким характером разрушения — граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом). У них коэффициент длительной прочности $\xi = 0,7-1,0$. Расчет основывается на положениях и представлениях строительной механики.

Контур выработки можно считать устойчивым, если действующие на контур напряжения σ_{\max} и σ_{\min} меньше прочности массива на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p , т.е. при соблюдении условий

$$n_{\text{б}} = \frac{R_{сж}}{\sigma_{\max}} \geq 1 \text{ или } R_{сж} \geq \sigma_{\max},$$

$$n_{\text{к}} = \frac{R_p}{\sigma_{\min}} \geq 1 \text{ или } R_p \geq \sigma_{\min},$$

где $n_{\text{б}}$, $n_{\text{к}}$ — запасы прочности (устойчивости) соответственно боков и кровли выработки.

Запасы прочности боков и кровли выработки (горизонтальной) могут быть определены как отношения пределов прочности массива горных пород к величине действующих в нем напряжений:

$$n_{\text{б}} = \frac{R_{сж}}{\sigma_{\max}} = \frac{K_c \sigma_{сж} \xi}{\rho g H K_1},$$

$$n_{\text{к}} = \frac{R_p}{\sigma_{\min}} = \frac{K_c \sigma_p \xi}{\rho g H K_2 \lambda_1},$$

где $K_c = \frac{R_{сж}}{\sigma_{сж}} = \frac{R_p}{\sigma_p}$ — коэффициент структурного ослабления;

ξ — коэффициент длительной прочности горных пород;

$K_1 = \frac{\sigma_1}{\sigma_x}$ — коэффициент концентрации сжимающих напряжений, σ_1 — напряжения, действующие в боках выработки после ее проведения, Па; σ_x — главное нормальное горизонтальное напряжение в нетронутом массиве, Па; $K_2 = \frac{\sigma_2}{\sigma_z}$ — коэффициент концентрации растягивающих напряжений, σ_2 — напряжения, действующие в кровле выработки после ее проведения, Па, σ_z — главное нормальное вертикальное напряжение в нетронутом массиве, Па; ρ — плотность вмещающих пород, кг/м³; g — ускорение силы тяжести, $g \approx 9,8$ Н/кг; H — глубина заложения выработки, м; $\lambda_1 = \frac{\nu}{1-\nu}$ — коэффициент бокового распора (давления), ν — коэффициент Пуассона.

Оценка состояния устойчивости контура незакрепленной выработки для режима заданной нагрузки (описывается девятью схемами), меры по ее охране и креплению представлены в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Состояние устойчивости контура незакрепленной выработки для режима заданной нагрузки

Номер схемы	n_k, n_6 выработки	Состояние устойчивости
1	$n_k \geq 4,$ $n_6 \geq 4$	Кровля и бока устойчивы (нагрузка на крепь отсутствует и выработка может быть пройдена без крепи). В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, а также для пород, склонных к выветриванию, необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызг-бетоном на песчаном заполнителе толщиной 3 см

Продолжение табл. 8.1

Номер схемы	n_k, n_6 выработки	Состояние устойчивости
2	$n_k \leq 1,$ $n_6 \leq 1$	Кровля и бока неустойчивы (крепь несет полную нагрузку со стороны кровли и боков). Образуется новый контур выработки: в кровле — свод, в боках — призмы сползания. Для расчета горного давления применяется метод П.М. Цимбаревича
3	$1 < n_k < 4,$ $1 < n_6 < 4$	Кровля и бока относительно устойчивы (крепь не несет постоянной нагрузки). Возможны локальные вывалы. Нагрузка определяется по формулам для локального вывала или путем деления нормативной нагрузки, полученной по методу схемы № 2, на коэффициент запаса прочности
4	$n_k \geq 4,$ $n_6 \leq 1$	Кровля устойчива. Бока неустойчивы (крепь испытывает полную нагрузку). Для расчета горного давления применяется метод П.М. Цимбаревича
5	$n_k \geq 4,$ $1 < n_6 < 4$	Кровля устойчива. Бока относительно устойчивы (крепь не несет постоянной нагрузки). В боках возможны локальные вывалы. Для расчета горного давления применяется метод П.М. Цимбаревича (с учетом определения нагрузки в боках по схеме № 3)
6	$n_k \leq 1,$ $n_6 \geq 4$	Кровля неустойчива (крепь несет полную нагрузку от веса пород внутри свода естественного равновесия). Бока устойчивы. Для расчета горного давления применяется метод М.М. Протодяконова
7	$n_k \leq 1,$ $1 < n_6 < 4$	Кровля неустойчива (крепь несет полную нагрузку от веса пород внутри свода естественного равновесия). Бока относительно устойчивы (крепь не несет постоянной нагрузки). В боках возможны локальные вывалы. Для расчета горного давления применяется метод П.М. Цимбаревича (с учетом определения нагрузки в боках по схеме № 3)

Окончание табл. 8.1

Номер схемы	n_k, n_b выработки	Состояние устойчивости
8	$1 < n_k < 4,$ $n_b \geq 4$	Кровля относительно устойчива (крепь не несет постоянной нагрузки). Бока устойчивы. В кровле возможны локальные вывалы. Для расчета горного давления применяется метод М.М. Протодяконова (с учетом определения нагрузки в кровле по схеме № 3)
9	$1 < n_k < 4,$ $n_b \leq 1$	Кровля относительно устойчива (крепь не несет постоянной нагрузки). Бока неустойчивы (крепь испытывает полную нагрузку). Для расчета горного давления применяется метод П.М. Цимбаревича (с учетом определения нагрузки со стороны кровли по схеме № 3)

Пример определения устойчивости контура незакрепленной выработки по режиму заданной нагрузки. Исходные данные для выработки с прямоугольно-сводчатой формой поперечного сечения приведены в табл. 8.2.

1. Определяем величины максимальных сжимающих (в боках) и минимальных растягивающих (в кровле) нормальных напряжений:

$$\sigma_{\max} = \rho g H K_1 = 2550 \cdot 9,8 \cdot 850 \cdot 2 = 42,48 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{\min} = \rho g H K_2 \lambda_1 = 2550 \cdot 9,8 \cdot 850 \cdot 0,3 \cdot 0,33 = 2,10 \text{ МПа},$$

где коэффициент бокового распора

$$\lambda_1 = \frac{\nu}{1 - \nu} = \frac{0,25}{1 - 0,25} = 0,33.$$

2. Определяем пределы прочности породного массива на сжатие и растяжение.

Пределы прочности образца определяем по приближенным формулам, так как нет данных испытаний горных пород на сжатие:

$$\text{при сжатии } \sigma_{\text{сж}} = 10f = 10 \cdot 9 = 90 \text{ МПа},$$

$$\text{при растяжении } \sigma_p = 0,1\sigma_{\text{сж}} = 0,1 \cdot 90 = 9 \text{ МПа}.$$

Таблица 8.2

**Исходные данные для определения
устойчивости контура незакрепленной выработки
по режиму заданной нагрузки**

Показатель	Значение
H , м	850
ρ , кг/м ³	2550
K_c	0,4
K_1	2,0
K_2	0,3
ξ	0,8
ν	0,25
f^*	9

*Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову.

Пределы прочности массива:

при сжатии $R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 90 \cdot 0,4 \cdot 0,8 = 28,80$ МПа,

при растяжении $R_p = \sigma_p K_c \xi = 9 \cdot 0,4 \cdot 0,8 = 2,88$ МПа.

3. Определяем запасы прочности пород в боках и кровле выработки:

$$n_b = \frac{R_{сж}}{\sigma_{\max}} = \frac{28,8}{42,48} = 0,7,$$

$$n_k = \frac{R_p}{\sigma_{\min}} = \frac{2,88}{2,10} = 1,4.$$

4. По табл. 8.1 определяем состояние устойчивости контура незакрепленной выработки. Кровля относительно устойчива, бока неустойчивы (схема № 9).

Вышеописанный режим заданной нагрузки неприменим к слабым неустойчивым породам, у которых $\xi \leq 0,5$. Для таких пород применяется режим заданных деформаций.

Режим заданных деформаций. В этом случае величина нагрузки определяется деформациями массива и не зависит от характеристики крепи.

Данный режим применим для слабых неустойчивых пород, которые задолго до разрушения склонны к пластическому течению (мергель, сланцы, песчано-глинистые породы, соли, глины и т.п.).

Расчет основывается на решениях механики сплошной среды с привлечением теорий пластичности и ползучести и в связи со сложностью математического аппарата при аналитическом исследовании проявлений горного давления не имеет простых инженерных методов решения поставленной задачи в широком понимании. Однако для каждого рудника (шахты) или отдельного месторождения накоплен определенный опыт эксплуатации горных выработок, что позволяет правильно решить вопрос о необходимости их крепления, охраны и поддержания в зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

Контур выработки можно считать устойчивым, если величина смещений пород (на данном контуре поперечного сечения выработки) в течение всего срока существования выработки не превышает допустимых пределов.

Приведем *методику определения устойчивости контура* капитальной незакрепленной выработки по режиму заданных деформаций для условий Старобинского месторождения калийных солей.

В зависимости от формы поперечного сечения выработки определяется ее эквивалентный пролет (табл. 8.3).

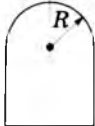
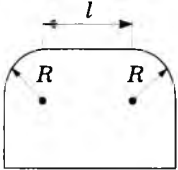
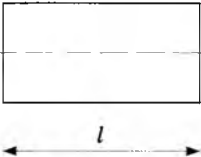
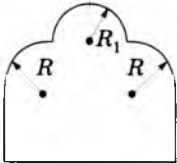
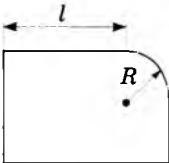
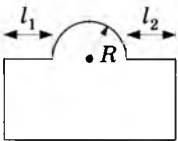
Эквивалентная мощность (в см) $m_{\text{эkv}}$ нижнего несущего слоя кровли с учетом геологического строения пород:

$$m_{\text{эkv}} = m_1 \sqrt{K_c}, \quad (8.1)$$

где m_1 — мощность агрегата соляных пород по геологическому разрезу от контура кровли до первой глинистой прослойки мощностью более 3 мм или же до группы тонких глинистых прослоек (три и более на 1 см разреза кровли), мм; K_c — коэффициент слоистости пород, $K_c = 0,85$ при наличии в слое не более двух тонких (менее 3 мм) глинистых прослоек, при трех и более $K_c = 0,80$.

Таблица 8.3

**Формулы для расчета
эквивалентного пролета выработки**

Форма поперечного сечения выработки	Формула	Форма поперечного сечения выработки	Формула
	$b_{\text{экр}} = \frac{4}{3} R$		$b_{\text{экр}} = \frac{4}{3} R + l$
	$b_{\text{экр}} = l$		$b_{\text{экр}} = \frac{4}{3} (R + R_1)$
	$b_{\text{экр}} = \frac{2}{3} R + l$		$b_{\text{экр}} = \frac{4}{3} R + l_1 + l_2$

Примечание. R — радиус осевой дуги свода, м; l — расстояние между боковыми закруглениями, м.

Далее определяем величину смещения (в мм) U кровли выработки:

$$U = [V_{\text{уст}}(t-1) + 3V_{\text{уст}}] K_{\text{в}}, \quad (8.2)$$

где $V_{\text{уст}}$ — скорость смещения кровли выработки в установившемся периоде деформирования (определяют по номограмме, представленной на рис. 8.1), мм/год; t — проектируемый срок службы выработки, лет; $K_{\text{в}}$ — коэффициент взаимного влияния выработок (для одиночной выработки $K_{\text{в}} = 1$).

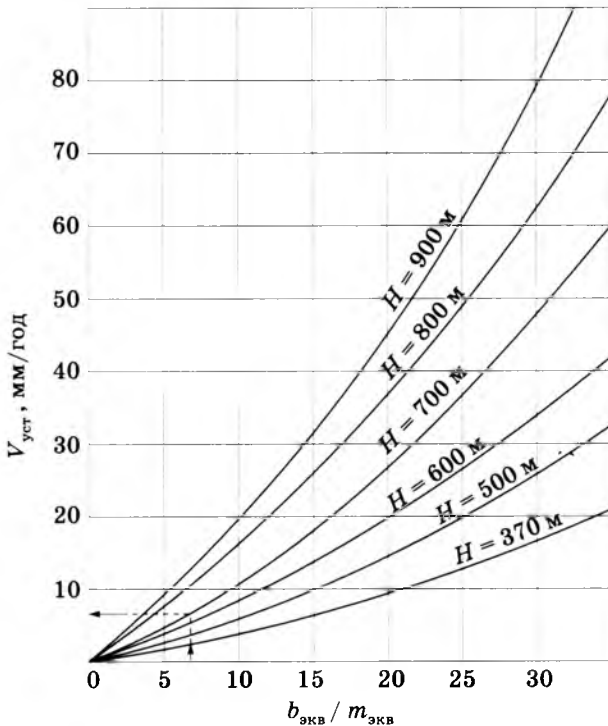


Рис. 8.1. Номограмма определения скорости смещения кровли в установившемся периоде деформирования выработки:
 H — глубина заложения выработки

По величине смещения пород судят о степени устойчивости породных обнажений и устойчивости незакрепленной выработки, выбирают способ охраны выработки, тип крепи и определяют нагрузку на крепь.

Для двух протяженных выработок с эквивалентными пролетами $b_{\text{экрв1}}$ и $b_{\text{экрв2}}$ минимальное расстояние (з м) L_{min} , при котором отсутствует взаимовлияние:

$$L_{\text{min}} = K_L (b_{\text{экрв1}} + b_{\text{экрв2}}), \quad (8.3)$$

где K_L — коэффициент, учитывающий глубину заложения выработки и тип кровли (определяют по табл. 8.4 и 8.5).

Таблица 8.4

**Значения коэффициента K_L в зависимости
от глубины заложения выработки H
для различных типов кровли**

H , м	Тип кровли		
	I	II	III
400	2,60	1,75	1,10
500	4,30	3,23	2,40
600	5,98	4,70	3,70
700	7,70	6,20	5,10
800 и более	9,35	7,66	6,35

Таблица 8.5

Типы кровли и их строение

Тип кровли	Состав и строение пород непосредственной кровли мощностью 2,0 м	Усредненный предел прочности пород на сжатие σ_{y-p} , тс/м ²	Коэффициент Пуассона
I	Галитовые или сильвинитовые слои средней мощностью до 12 м; содержание глинистых прослоек $\eta \geq 30\%$ (если $\eta \geq 40\%$ и мощность первого монолитного слоя, оставляемого в кровле выработки не менее 0,2 м, то допускается I тип кровли относить ко II типу)	2100	0,35
II	Галитовые или сильвинитовые слои средней мощностью от 12 до 20 см; $\eta = 15-30\%$	2400	0,30
III	Галитовые или сильвинитовые слои средней мощностью 20 см и более; $\eta \leq 15\%$	2700	0,30

Если выработки расположены на расстоянии $L \leq L_{\min}$, то коэффициент K_B определяют по номограмме, представленной на рис. 8.2. Если $L > L_{\min}$, то $K_B = 1$.

В соответствии с расчетными смещениями кровли U (в мм) выбирают способ охраны и крепления проектируемой выработки в течение заданного периода времени (табл. 8.6).

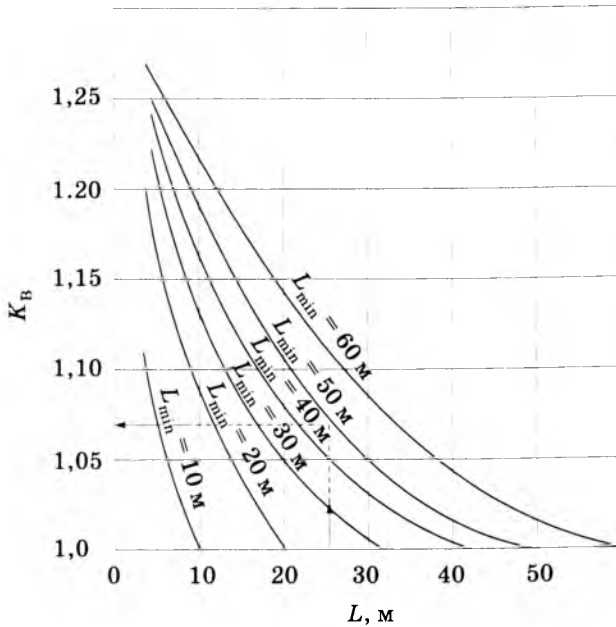


Рис. 8.2. Номограмма определения коэффициента взаимного влияния выработок K_B

Таблица 8.6

Состояние устойчивости контура незакрепленной выработки для режима заданных деформаций

Номер схемы	U , мм	Состояние устойчивости
1	$U \leq 0,03b$	Выработка устойчива. Меры охраны и крепления не требуются

Окончание табл. 8.6

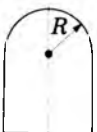
Номер схемы	U , мм	Состояние устойчивости
2	$0,03b < U \leq 0,05b$	Выработка средней устойчивости. Необходима анкерная крепь, или разгружающая выработка, или компенсационная щель (в кровле)
3	$0,05b < U \leq 0,07b$	Выработка неустойчива. Необходима анкерная крепь, или компенсационная щель (в кровле) с ее повторной нарезкой, или три компенсационные щели (одна в кровле, две в боках)

Примечание. Для выработок сложной конфигурации в плане $b = b_{\text{экв}}$, b — ширина выработки, мм.

Пример определения устойчивости контура капитальной незакрепленной выработки по режиму заданных деформаций (для условий Старобинского месторождения калийных солей). Исходные данные для расчета приведены в табл. 8.7.

Таблица 8.7

Исходные данные для определения устойчивости контура незакрепленной выработки по режиму заданных деформаций

Форма поперечного сечения выработки	R , мм	m_1 , мм	K_c	t , лет	H , м	L , м	Тип кровли
	2300	50	0,85	10	700	25	I

Примечание. В данном случае $b_{\text{экв}1} = b_{\text{экв}2}$.

1. По табл. 8.1 определяем эквивалентный пролет выработки:

$$b_{\text{экв}} = \frac{4}{3} R = \frac{4}{3} \cdot 2,3 = 3,07 \text{ м.}$$

2. Определяем по формуле (8.1) эквивалентную мощность нижнего несущего слоя кровли:

$$m_{\text{экв}} = m_1 \sqrt{K_c} = 50 \sqrt{0,85} = 46,1 \text{ см.}$$

3. Определяем по формуле (8.2) максимальное смещение пород кровли выработки:

$$U = [V_{\text{уст}}(t-1) + 3V_{\text{уст}}]K_b = [6(10-1) + 3 \cdot 6]1,075 = 77 \text{ мм.}$$

4. Определяем по формуле (8.3) минимальное расстояние, при котором отсутствует взаимное влияние между двумя выработками:

$$L_{\text{min}} = K_L (b_{\text{экв1}} + b_{\text{экв2}}) = 7,7(3,07 + 3,07) = 47,3 \text{ м.}$$

Поскольку $L < L_{\text{min}}$ ($25 < 47,3$), то воспользуемся номограммой (см. рис. 8.2) и найдем

$$K_b = 1,075.$$

5. По табл. 8.6 определяем состояние устойчивости контура выработки:

$$U \leq 0,03b \quad (77 < 92).$$

Выработка устойчива. Меры охраны и крепления не требуются (схема № 1).

Маркшейдерское обслуживание горных работ в опасных зонах¹

8.3.

К опасным зонам отнесены:

- зоны выклинивания разрабатываемых пластов;
- притектонические зоны;
- зоны, опасные по внезапным выбросам соли и газа;
- зоны, опасные по возможному скоплению газов в горных выработках;
- водоохранные целики вокруг геологоразведочных и других скважин, пробуренных с поверхности и пересекающих водоносные горизонты;

¹ Рассмотрено для условий Старобинского месторождения калийных солей.

□ зоны, которые определены соответствующими документами (приказами, положениями, инструкциями, протоколами, проектами, планами развития горных работ и др.).

Границы опасных зон устанавливаются проектами на ведение горных работ.

Положение границ опасных зон соответствующим образом обозначается на всех основных и вспомогательных (рабочих) планах масштабов 1:2000 и 1:1000. Положение границ временных опасных зон (у выработок, опасных по возможному скоплению газов, у выработок, пересекаемых лавами, и т.п.) наносится только на рабочие планы масштаба 1:1000.

Устья подземных разведочных скважин, пробуренных для определения соленосных отложений над отрабатываемым пластом, должны быть подняты с помощью рулеточных замеров. Эскизы съемок приводятся в журнале вычисления координат.

При планируемом вскрытии границы опасной зоны или при прохождении горных выработок на расстоянии менее 3 м от нее (за исключением длинных очистных забоев) к маркшейдерским работам предъявляются следующие требования.

При подходе выработки к границе опасной зоны на расстоянии 130–150 м маркшейдерская служба рудника обязана предупредить об этом руководство горного участка с записью в Книге маркшейдерских указаний. Такие записи должны повторяться после каждого очередного задания направления с указанием оставшегося расстояния от последнего пункта маркшейдерской сети до границы опасной зоны.

Пункты опорной сети не должны отставать от забоев выработок более чем на 500 м. Для задания направления и съемки горных выработок используются пункты полигонометрических ходов, положение которых определено с точностью съемочных сетей 1-го разряда и выше.

При ведении горных работ у границ водоохраных целиков скважин и зон, опасных по внезапным выбросам соли и газа или возможному скоплению газа, координаты пунктов маркшейдерской сети должны определяться независимо дважды. Направления для проходки подготовительных вырабо-

ток должны задаваться с производством двойной теодолитной съемки заданных отвесов (точек). При проведении одновременно нескольких параллельных подготовительных выработок, при приближении горных работ на расстояние до 200 м от границы опасной зоны взамен двойных ходов допускается замыкание маркшейдерской сети с ее уравниванием.

Остановленный забой подготовительной (разведочной) выработки должен быть поднят с пункта маркшейдерской сети, находящегося не далее 50 м от забоя. Измерения по съемке остановленного забоя с соответствующими эскизами должны быть приведены в первичной и вычислительной маркшейдерской документации (см. 10).

Задание направления очистным ходам контролируется повторными измерениями примычных углов, о чем в журнале измерений делается соответствующая запись. Съемка очистных ходов производится двойным независимым промером длины и взятием домеров (скоб) от заданного направления.

При планируемом вскрытии границы опасной зоны или при прохождении на расстоянии менее 3 м от нее длинным очистным забоем (лавой) маркшейдерская служба рудника обязана предупредить руководство горного участка за 20–40 м до подхода лавы к границе опасной зоны. Одновременно производится запись в Книге маркшейдерских указаний и помещается соответствующий эскиз, на котором должно быть показано положение границ опасной зоны с привязкой к пикетным отметкам, нанесенным на бортовых штреках лавы.

Комплекс маркшейдерских наблюдений за проявлением горного давления, в том числе при работах в опасных зонах при условии систематического проведения наблюдений, позволяет оценить состояние устойчивости горных выработок и работу крепи и дать обоснованные рекомендации по совершенствованию технологии и обеспечению безопасности ведения горных работ.

9

РАБОТЫ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

При обогащении калийных руд образуются два основных вида отходов: твердые — галитовые и жидкие — глинисто-солевые шламы. Складирование твердых отходов производится в солеотвалы, жидких — в шламохранилища.

Работы при сооружении и эксплуатации

9.1. солеотвалов и шламохранилищ

При сооружении и эксплуатации солеотвалов и шламохранилищ в маркшейдерские работы входят:

□ перенесение в натуру проектного положения дамб обвалования, шламо- и рассолопроводов, водосборных канав и других ограждающих сооружений;

□ контроль за соблюдением проектных параметров ограждающих сооружений;

□ периодическая съемка ограждающих сооружений, солеотвалов и урезов жидкости в прудах-отстойниках и карстах шламохранилищ;

□ плановая и высотная привязка опорных реперов профильных линий наблюдательных станций.

Перенесение в натуру проектного положения осей и контуров дамб обвалования (плотин), шламо- и рассолопроводов, водосборных канав и других сооружений производят от пунктов маркшейдерской опорной сети проложением теодолитных ходов полярным и другими способами, включая обратную засечку, обеспечивающими определение положения вынесенной точки с погрешностью не более 2 м.

Перенесение в натуру проектных размеров дамб обвалования (ширина основания, отметка и ширина верха дамбы) и других ограждающих сооружений производят от закрепленных точек или осей сооружений. При контроле за соблюде-

нием проектных параметров ограждающих сооружений руководствуются требованиями СНиП, на основании которых разработан проект.

По окончании строительства до начала складирования отходов в солеотвалы, шламохранилища, пруды-отстойники выполняют съемку ложа и ограждающих дамб, составляют план в масштабе 1:500–1:2000, который хранится в маркшейдерском отделе до ликвидации предприятия.

Периодичность дополнительной съемки в процессе сооружения и эксплуатации солеотвала, шламохранилищ устанавливается в зависимости от скорости формирования ограждающих сооружений, карт намыва и повышения жидкости в прудах-отстойниках и карт шламохранилищ. Съемку выполняют с соблюдением требований, установленных для съемки в масштабе 1:2000 или 1:5000.

Объектами съемки солеотвалов и шламохранилищ являются:

- контуры дамб обвалования (плотин), трассы шлаго- и расолопроводов, водоспускных канав и других гидротехнических сооружений;
- границы уреза жидкости в прудах-отстойниках и картах шламохранилищ, контуры пород намыва;
- подъездные пути к отвалам, конвейерные линии, постоянные линии электропередач, связи и другие коммуникации;
- скважины различного назначения, пьезометры, реперы наблюдательных станций.

Планы по результатам съемки составляют в проекциях с числовыми отметками и произвольным ориентированием координатной сетки с таким расчетом, чтобы участок, по возможности, располагался на одном листе бумаги.

Периодичность съемки солеотвалов устанавливает вышестоящая организация (производственное объединение), но не реже одного раза в год.

Съемку солеотвалов выполняют тахеометрическим способом, применяя приборы с не менее чем 25-кратным увеличением зрительной трубы. Пикеты при съемке набирают в характерных точках контуров и поверхностей. Расстояние между

пикетами не должно превышать 50 м для масштаба съемки 1:2000 и 100 м для масштаба 1:5000. Тахеометрическую съемку выполняют теодолитами типа Т30 или авторедукционными тахеометрами. Расстояние от инструмента (пункта съемочной сети) до пикета не должно превышать 200 м при съемке нечетких контуров для масштаба 1:2000 и 250 м при съемке нечетких контуров для масштаба 1:5000. При съемке четких контуров расстояние от инструмента до пикета не должно превышать 100 м для масштаба 1:2000 и 150 м для масштаба 1:5000.

При использовании электронных тахеометров с вмонтированным светодальномером (тотальные станции) или аналогичных им приборов указанные выше расстояния могут быть увеличены в зависимости от технических возможностей применяемых приборов. С каждого пункта съемочной сети для контроля набирают дополнительные пикеты, расположенные на участках, снятых с соседних пунктов. На каждой станции составляется абрис, на котором показывают объекты съемки.

При значительных площадях солеотвалов и в зависимости от имеющихся возможностей съемка солеотвалов может производиться методом аэрофотосъемки.

Разработка солеотвалов производится по специальному проекту, в котором в зависимости от способа разработки должны быть указаны необходимые виды маркшейдерско-геодезического контроля и их периодичность.

9.2. Работы при рекультивации земель

Рекультивация земель, нарушенных горными работами, производится по проектам, разработанным специализированными проектными организациями по заданию горного предприятия. В них должны предусматриваться затраты на выполнение исполнительной топографической съемки рекультивируемых участков.

При подземной разработке соляных месторождений *рекультивация земель* заключается в проведении мелиоратив-

ных работ, направленных на защиту подрабатываемых территорий от затопления или подтопления поверхностными или грунтовыми водами в результате оседания земной поверхности.

В маркшейдерские работы при рекультивации земель, нарушенных подземными горными разработками, включаются:

- подготовка графической документации, необходимой для проектирования рекультивации;
- маркшейдерское обеспечение работ по рекультивации;
- исполнительная съемка рекультивируемых территорий.

Исходной графической документацией для проектирования работ по рекультивации служат топографические планы земной поверхности и планы развития горных работ в установленных инструкцией масштабах. Эти планы должны быть приведены в соответствие с состоянием местности и горных выработок на начало проектирования рекультивации.

Для проектирования работ по рекультивации используют копии с исходных планов земной поверхности, учитывая при этом ожидаемые деформации от влияния подработки.

Исполнительную съемку рекультивируемых участков выполняют в масштабе 1:2000 или 1:5000, в зависимости от назначения рекультивации и площади съемки. Масштаб съемки должен быть определен в проекте рекультивации.

Планы (оригиналы и копии), составленные по исполнительной съемке, передаются организации, принимающей рекультивированные земли, а также горному предприятию.

Рекультивация земель, в том числе отработанных шламохранилищ, представляет собой комплекс работ, направленных на улучшение геоэкологической ситуации в промышленном регионе. В настоящее время широко используются следующие направления рекультивации: использование земель под пашни, пастбища, для сельскохозяйственных, рекреационных, строительных, рыбохозяйственных целей. Для условий шламохранилищ калийных предприятий наиболее приемлемым и эффективным является сельскохозяйственное использование.

10

МАРКШЕЙДЕРСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Горное предприятие должно иметь предусмотренную инструкцией обязательную маркшейдерскую документацию, состоящую из первичной, вычислительной и графической документации. Изменения в перечень обязательной документации могут быть внесены по согласованию с органами горного надзора. Дополнительная документация устанавливается вышестоящими организациями.

Документация, составленная в соответствии с требованиями ранее действовавших инструкций по производству маркшейдерских работ и единых условных обозначений для маркшейдерских планов и разрезов, пересоставлению не подлежит.

Сроки хранения

10.1. маркшейдерской документации

Маркшейдерская документация хранится в маркшейдерском отделе горного предприятия. Порядок учета, пользования и требования к хранению документации регламентируются специальными инструкциями.

Документация, подлежащая хранению в течение трех лет со дня окончания отраженных в ней работ:

- 1) чертежи по перенесению в натуру проектного положения главного технологического комплекса, блоков и отдельных промышленных зданий и сооружений, коммуникаций;
- 2) чертежи по расчету границ безопасного ведения горных работ;
- 3) контрольные продольные профили рельсовых путей в откаточных горных выработках;

4) контрольные профили армировки и стенок вертикальных шахтных стволов и башенных копров;

5) журналы измерений по всем видам работ.

Три года хранят также вычислительную документацию, послужившую основой составления названных чертежей.

Документация, подлежащая хранению до ликвидации отдельных объектов и до погашения горных выработок:

1) исполнительные профили армировки и стенок вертикальных шахтных стволов и башенных копров;

2) исполнительные продольные профили рельсовых путей в откаточных горных выработках.

В течение этого же времени хранят вычислительную документацию, послужившую основой составления названных чертежей.

Документация, подлежащая хранению до ликвидации горного предприятия:

1) планы отвалов некондиционных полезных ископаемых, хранилищ отходов обогатительных фабрик и породных отвалов;

2) планы земной поверхности с отражением результатов работ по рекультивации земель, нарушенных горными работами;

3) чертежи по изучению процесса сдвижения земной поверхности и горных пород под влиянием подземных разработок и по наблюдениям за подрабатываемыми зданиями и сооружениями;

4) схема подземных маркшейдерских планов опорных сетей и высотного обоснования;

5) схема осевых пунктов шахтных стволов.

В течение этого же времени хранят вычислительную документацию, послужившую основой составления этих чертежей.

Документация, подлежащая постоянному хранению (уничтожению не подлежит):

1) план земной поверхности территории производственно-хозяйственной деятельности горного предприятия;

2) план застроенной части земной поверхности;

3) план горного отвода и разрезы к нему, план отвода земель участка;

4) план промышленной площадки;

5) картограммы расположения планшетов съемок земной поверхности и горных выработок;

6) схемы расположения пунктов маркшейдерской опорной сети на территории производственно-хозяйственной деятельности предприятия, абрисы и схемы конструкций реперов и пунктов;

7) чертежи горных выработок, отражающие вскрытие, подготовку и очистную выемку месторождения полезного ископаемого;

8) разрезы по вертикальным и наклонным шахтным стволам;

9) чертежи околоствольных горных выработок;

10) чертежи по расчету предохранительных целиков под зданиями, сооружениями и природными объектами.

Постоянно хранят и вычислительную документацию, послужившую основой для составления этих чертежей.

При консервации или ликвидации горного предприятия документация, подлежащая постоянному хранению, передается вышестоящей организации в соответствии с Инструкцией о порядке консервации и ликвидации горнодобывающих предприятий.

Первичная, вычислительная и графическая документация периодически проверяется руководителем маркшейдерской службы горного предприятия. Ответственность за полноту, достоверность и сохранность документации, за своевременное ее составление или пополнение несут главный инженер, руководители маркшейдерской и геологической служб горного предприятия, за обеспечение необходимых условий хранения и использования документации — руководитель горного предприятия.

Документацию, утратившую свое значение до окончания срока ее хранения, можно уничтожить с разрешения вышестоящей организации и по согласованию с местными органами горного надзора, о чем составляется акт комиссией в со-

ставе главного инженера, руководителей маркшейдерской и геологической служб горного предприятия.

Документация должна быть зарегистрирована в инвентарной книге и на каждом документе должен быть обозначен инвентарный номер.

10.2. Первичная и вычислительная маркшейдерская документация

Первичную маркшейдерскую документацию, служащую для накопления информации о результатах измерений, ведут по всем видам маркшейдерских работ, выполняемых на горном предприятии.

Первичная документация. Приводим примерный перечень первичной документации:

1. Журналы при работах на земной поверхности:

- угловых и линейных измерений в полигонометрических ходах;
- геометрического нивелирования;
- съемки (мензульной, тахеометрической, ординатной) складов полезного ископаемого;
- разбивочных работ;
- измерений по проверке соотношений геометрических элементов горнотранспортного и другого оборудования;
- измерений расстояний между реперами наблюдательных станций.

2. При подземной разработке месторождения (кроме документации, приведенной в пункте 1) первичная документация содержит информацию:

- об измерениях при ориентировании подземных маркшейдерских опорных сетей;
- передаче высот от реперов на земной поверхности к пунктам подземной маркшейдерской опорной сети;
- угловых и линейных измерениях в подземных опорных и съемочных сетях;

- геометрическом нивелировании;
- съемке стенок и армировке шахтных стволов;
- замерах горных выработок;
- проверках соотношений геометрических элементов подъемных установок.

3. При строительстве горного предприятия (кроме документации, приведенной в пунктах 1 и 2) первичная документация содержит информацию:

- об определении пунктов разбивочной сети;
- проходке вертикальных шахтных стволов;
- армировании шахтных стволов;
- съемке замораживающих скважин.

Формы документации, не предусмотренные инструкцией по маркшейдерской документации и инструкциями по эксплуатации приборов, устанавливает вышестоящая организация. Допускается совмещение записей разных видов измерений в одном журнале, если объем измерений невелик, а также ведение записей измерений в журналах свободной разграфки. Первичная маркшейдерская документация может быть представлена в электронном виде.

Каждому журналу измерений присваивают инвентарный номер, на последней странице журнала за подписью руководителя маркшейдерской службы горного предприятия прописью указывается общее количество пронумерованных страниц.

Записи в журналах измерений должны быть четкими, ошибочные результаты зачеркивают, а повторные записывают в новых строках. В журналах измерений ведут абрисы съемки, выводят средние значения измеренных величин, указывают дату и место измерений, фамилию и инициалы исполнителя, вид и номер измерительного прибора. В камеральных условиях вычисления в журналах проверяют «во вторую руку», о чем должна быть сделана запись. В журналах измерений должны быть указаны документы, где произведены соответствующие вычисления.

При использовании первичной маркшейдерской документации в электронном виде, порядок и форма ведения первич-

ной документации устанавливаются вышестоящими организациями, при этом должны быть соблюдены основные принципы ведения журналов измерений, указанные выше.

Вычислительную маркшейдерскую документацию ведут по всем видам маркшейдерских работ, выполняемых на горном предприятии.

Вычислительная документация. Приводим примерный перечень вычислительной документации.

1. При работе на земной поверхности маркшейдерская вычислительная документация горного предприятия включает журналы (каталоги):

- вычисления и уравнивания полигонометрических ходов;
- уравнивания нивелирных ходов и вычисления съемочной сети и реперов наблюдательных станций (допускается уравнивание и вычисление высот в полевых журналах);

- обработки длин сторон, измеренных при прокладке полигонометрических ходов, или расстояний между реперами наблюдательных станций;

- подсчета объемов полезного ископаемого и готовой продукции на складах (допускается вычисление в полевых журналах);

- каталоги координат и высот пунктов маркшейдерской опорной сети;

- каталоги координат и высот устьев разведочных и технических скважин.

2. При подземной разработке месторождения вычислительная документация, приведенная в пункте 1, содержит информацию:

- о вычислениях ориентирования и центрирования подземной маркшейдерской опорной сети и передачи высот;

- вычислениях длин сторон подземных полигонометрических ходов;

- вычислениях координат пунктов подземных маркшейдерских опорных и съемочных сетей (отдельно по опорным и съемочным сетям);

- вычислениях высот пунктов, определенных тригонометрическим нивелированием;
- вычислениях высот пунктов, определенных геометрическим нивелированием;
- обработке результатов проверки соотношений геометрических элементов подъемных установок;
- учете горных работ (прохождении очистных забоев, объемах выработанного пространства, добычи полезного ископаемого и др.).

Допускается производить вычисления и хранить информацию о вычислениях в электронном виде. При этом порядок и форму хранения устанавливает вышестоящая организация.

3. Строящееся горное предприятие должно иметь вычислительную документацию, указанную в пунктах 1 и 2.

При ведении вычислительной документации в электронном виде допускается сшивка выходных документов в специальные папки-журналы. Нумерация страниц и пополнение оглавления в таком журнале производится по мере подшивки выходных документов. Количество страниц в папке-журнале не должно превышать 100–120.

Вычислительная документация должна содержать ссылки на документы, из которых взяты исходные данные и результаты измерений. Записи или ввод исходных данных в электронном виде, а также вычисления, не имеющие внутреннего контроля, проверяют «во вторую руку». На специально отведенных местах выполняются эскизы съемок или схемы измерений.

При вычислениях записи в журналах должны быть выполнены чернилами или тушью, четким почерком. Ошибочные вычисления перечеркивают чернилами или тушью красного цвета и за подписью исполнителя указывают место, где находятся правильные вычисления.

Каждый журнал-папка должен иметь оглавление и инвентарный номер. На последней странице за подписью руководителя маркшейдерской службы горного предприятия

прописью указывают общее количество пронумерованных страниц.

При производстве вычислений в электронном виде рекомендуется отображать в документации только те результаты, которые необходимы для дальнейшего использования.

Вычислительная документация должна быть подписана исполнителем работ.

Графическая

10.3. маркшейдерская документация

Графическая маркшейдерская документация (горная графическая маркшейдерская документация) включает чертежи, отражающие рельеф земной поверхности, ситуацию территории производственно-хозяйственной деятельности горного предприятия, геологическое строение месторождения, пространственное положение горных выработок, вскрытие, подготовку и очистную выемку месторождения. Термины «*чертежи*», «*маркшейдерские чертежи*» включают в себя карты, планы, вертикальные и горизонтальные разрезы, проекции на вертикальную плоскость, пространственные проекции, профили, эскизы, объемные графики.

Чертежи используют для решения многих производственных задач:

- планирования горноразведочных работ;
- разработки мероприятий по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных работ;
- подсчета запасов, учета добычи, потерь полезного ископаемого и его разубоживания.

По чертежам можно судить, насколько правильно и безопасно ведутся горные работы, следить за приближением горных работ к опасным зонам и своевременно принимать профилактические меры.

Маркшейдерские чертежи подразделяются на основные (обязательные) и рабочие (вспомогательные).

К *основным* относятся чертежи одного из масштабов, указанных в табл. 10.1 и 10.2. Горное предприятие обязано иметь этот основной комплект маркшейдерской графической документации.

К *рабочим* относятся копии основных чертежей, дополненные при необходимости специальным содержанием и предназначенные для решения текущих задач предприятия.

Выбор масштаба основных чертежей производится горнодобывающим предприятием по согласованию с вышестоящей организацией (производственным объединением). При выборе масштаба основных планов горных выработок следует исходить из условия, что масштаб 1:2000 целесообразен при площади шахтного поля более 20 км².

Основная графическая документация по точности и полноте отображения объектов съемки должна соответствовать требованиям инструкции и действующим стандартам.

В случае утраты какого-либо основного чертежа он должен быть составлен заново по материалам съемки или по имеющимся графическим материалам, о чем на чертеже делается соответствующая запись.

Таблица 10.1

**Чертежи, отражающие рельеф и ситуацию
земной поверхности, обеспеченность пунктами маркшейдерской
опорной геодезической и съемочной сети, чертежи отводов
горного предприятия**

Индекс чертежа	Наименование чертежей	Масштаб (один из указанных)
1.1.	План земной поверхности территории производственно-хозяйственной деятельности горного предприятия	1:1000
		1:2000
		1:5000
		1:10 000
1.2.	План застроенной части земной поверхности (города, поселки) в границах зоны влияния горных работ	1:1000
		1:2000
		1:5000

Окончание табл. 10.1

Индекс чертежа	Наименование чертежей	Масштаб (один из указанных)
1.3.	План промышленной площадки	1:500
		1:1000
		1:2000
1.4.	План породных отвалов (солеотвалов)	1:1000
		1:2000
		1:5000
1.5.	План участка земной поверхности, отведенного под склады полезного ископаемого (готовой продукции)	1:200
		1:500
		1:1000
1.6.	План шламо- и хвостохранилищ	1:2000
		1:5000
1.7.	Картограмма расположения планшетов съемки земной поверхности	Не регламентируется
1.8.	План участка рекультивирования земель, нарушенных горными выработками	1:2000
		1:5000
1.9.	Схема расположения пунктов маркшейдерской опорной сети на земной поверхности	Не регламентируется
1.10.	Схема расположения осевых пунктов шахтных стволов	
1.11.	Абрисы и схемы конструкции реперов и центров пунктов опорной сети	
1.12.	План горного отвода предприятия и разрезы к нему	1:10 000
		1:25 000

Примечания: 1. Если один или несколько планов с индексами 1.2.–1.6. совпадают по масштабу с планом 1.1., то отдельно такие планы не составляются. 2. Если породные отвалы изображены на плане с индексом 1.3., то план 1.4. не составляют. 3. Чертежи с индексами 1.4.–1.11. разрешается составлять на чистых листах чертежной бумаги удобного размера с произвольным ориентированием координатной сетки.

Таблица 10.2

**Чертежи горных выработок, отражающие вскрытие,
подготовку и очистную выемку месторождения**

Индекс чертежа	Наименование чертежей	Масштаб (один из указанных)
2.1.	Планы горных выработок по каждому пласту (горизонту)	1:1000 1:2000
2.2.	Планы горных выработок по каждому слою при разделении мощных пластов (горизонтов) на слои, параллельные напластованию	1:1000 1:2000
2.3.	Картограмма расположения планшетов съемки горных выработок по пластам (горизонтам)	Не регламентируется
2.4.	Разрезы по вертикальным и наклонным шахтным стволам	1:200 1:500
2.5.	Исполнительные и контрольные профили проводников жесткой армировки вертикальных шахтных стволов	Вертикальный — 1:200, 1:500 Горизонтальный — 1:5, 1:10
2.6.	Планы околоствольных горных выработок	1:500 1:1000
2.7.	Схема подземных маркшейдерских плановых опорных сетей и высотного обоснования	1:5000 1:10 000

Примечания: 1. При разработке двух сближенных пластов пологого и наклонного падения малой и средней мощности и при условии, что основные выработки проходят только по одному из пластов, вместо двух планов допускается составление совмещенного плана обоих пластов. 2. Для мощных пластов, разрабатываемых не более чем в два слоя, разрешается изображать горные выработки слоев на одном плане горных выработок по пласту. 3. Чертежи с индексами 2.3., 2.7. разрешается составлять на листах чертежной бумаги удобного размера с произвольным ориентированием координатной сетки.

Минимальный перечень рабочей документации устанавливается вышестоящей организацией. Форма ведения и полнота отображения объектов на рабочей графической документации определяются руководителем маркшейдерской службы горнодобывающего предприятия по согласованию с органами горного надзора.

Графическая документация может составляться в электронном виде. Порядок учета, ведения, хранения и форму вычерчивания таких чертежей устанавливает вышестоящая организация.

Основные чертежи подземных горных выработок пополняют не реже одного раза в месяц. При составлении чертежей ручную пометку разрешается вести в карандаше. Закрепление изображения объектов тушью выполняют по мере проложения подземных полигонометрических ходов, но не реже двух раз в год. Изображение подземных выработок на рабочих планах закрепляют тушью в течение суток по завершении съемки.

На основных планах земной поверхности временные объекты тушью можно не закреплять. На планах горных выработок можно не закреплять тушью геологические нарушения, элементы залегания которых определены предположительно, и изогипсы пластов, если данных для достоверного их изображения недостаточно.

На планах земной поверхности (см. табл. 10.1., чертежи индексов 1.1.–1.4., 1.6.) должны быть нанесены объекты, предусмотренные действующими «Условными знаками для топографических планов в масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000, 1:500». Объекты, специфические для горных предприятий: выходы горных пород и тел полезных ископаемых на земную поверхность; границы горных отводов и отводов земельных участков горного предприятия; устья горных выработок, выходящих на земную поверхность, и сооружения при них изображают на планах в соответствии с ГОСТом. В некоторых случаях допускается ведение планов земной поверхности в черно-белом изображении.

На планах участка земной поверхности, отведенного под склад полезного ископаемого (см. табл. 10.2, чертеж с индексом 1.5.), изображают пункты съёмочной сети с указанием их номера и высот, рельеф, приемные, распределительные и погрузочные устройства.

Схему расположения пунктов маркшейдерской опорной геодезической сети (см. табл. 10.1, чертеж с индексом 1.9.) составляют на копии плана земной поверхности. На ней изображают пункты маркшейдерской опорной геодезической сети долговременного закрепления, исходные направления, измеренные базисы, направления взаимной видимости. На схеме условными обозначениями показывают классы и ряды сети.

На схеме расположения осевых пунктов шахтных стволов (см. табл. 10.1, чертеж с индексом 1.10.) изображают оси стволов и осевые пункты с привязкой к устьям стволов и элементам основных зданий и сооружений.

Абрисы и схемы (см. табл. 10.1, чертеж с индексом 1.11.) показывают положение пунктов или реперов относительно ближайших объектов ситуации, схему конструкции реперов и центров опорной сети.

План горного отвода (см. табл. 10.1, чертеж с индексом 1.12.) составляют в соответствии с действующими инструкциями.

На планах горных выработок (см. табл. 10.2, чертежи с индексами 2.1., 2.2.) должны быть нанесены объекты маркшейдерской съёмки (см. 7) и показаны:

- границы горных отводов и технические границы шахтных и рудничных полей;
- действующие и погашенные горные выработки с указанием их названий, дат подвигания по месяцам и годам, материала крепи по капитальным выработкам;
- углы наклона по наклонным подготовительным выработкам, пересекающим стратиграфические слои в характерных местах;
- высотные отметки кровли или почвы подготовительных выработок через 200–250 м, а также в местах перегибов профиля и около устьев стволов. Высотные отметки кровли и поч-

вы должны указываться с таким расчетом, чтобы можно было определить высоту выработок не реже чем через 500 м, а также в местах пересечения в разных уровнях. В параллельных выработках (находящихся друг от друга на расстоянии менее 20 м), проходимых с одинаковой высотой по одному и тому же пласту (слою), высотные отметки наносятся по одной из выработок;

- полная и вынимаемая мощность полезного ископаемого в очистных выработках — ежеквартально, а при значительных изменениях — ежемесячно;

- утвержденные границы опасных зон (согласно 8.3.);

- горные выработки смежных шахт, рудников, расположенные в пределах 200-метровой полосы от технической границы данного горного предприятия;

- искусственные и естественные водоемы, если они представляют опасность для горных работ, с указанием уреза воды;

- целики полезного ископаемого, оставленные у подготовительных выработок и в выработанном пространстве;

- геологические нарушения;

- участки списанных и потерянных запасов полезного ископаемого;

- геологоразведочные и технические скважины;

- пункты и реперы маркшейдерских опорных и съемочных сетей;

- капитальные постоянные изолирующие перемычки, установленные в действующих горных выработках;

- капитальные кроссинги;

- наиболее ответственные подрабатываемые объекты земной поверхности, перечень которых устанавливается вышестоящей организацией.

На разрезах по вертикальным и наклонным шахтным стволам (см. табл. 10.2, чертеж с индексом 2.4.) изображают:

- устье, стенки и подошву ствола;

- постоянную крепь и ее материал;

- положение забоя и постоянной крепи на первое число каждого месяца (при проходке и углубке);

- геологическую и гидрогеологическую ситуацию;
- вывалы пород более 1 м и способы ликвидации пустот за постоянной крепью;
- водоупорные кольца (кейль-кранцы);
- места выхода ствола контрольной скважины за пределы контура шахтного ствола или последнее, зафиксированное при проходке ствола ее местонахождение;
- сопряжения с околоствольными выработками, ходками и каналами.

Разрезы по вертикальным шахтным стволам дополняют горизонтальным сечением ствола, на котором указывают его оси, армировку, дирекционный угол главного расстрела (оси подъема) и линии разрезов.

На исполнительных профилях проводников жесткой армировки шахтных стволов, составленных по окончании строительства (см. табл. 10.2, чертеж с индексом 2.5.), изображают горизонты ярусов расстрелов с указанием номеров ярусов, горизонты приствольных выработок с указанием глубины или высотных отметок и профили проводников в двух взаимно перпендикулярных плоскостях (лобовой и боковой) с указанием отклонений от вертикали пролетов проводника между ярусами расстрелов.

Профили дополняют горизонтальным сечением профилируемой части ствола, на котором показывают оси ствола, подъемные сосуды, элементы армировки с указанием номеров проводников и линии профилей. При профильной съемке относительно отвесов на сечении ствола, кроме того, показывают места расположения отвесов с привязкой их к осям ствола и направления, по которым измерялись расстояния от отвесов до контактных поверхностей проводников.

На чертежах околоствольных горных выработок изображают горные выработки, включая камеры различного назначения, пункты маркшейдерской опорной и съемочной сети и реперы, высоты характерных точек, постоянную крепь и контуры горных выработок в проходке, а также геологическую ситуацию, постоянные трубопроводы и насосные станции водоотлива.

На схемах подземных маркшейдерских опорных сетей (см. табл. 10.2, чертеж с индексом 2.7.) показывают стороны и пункты опорной сети, использованные для ориентирования и центрирования подземной сети, пункты опорной сети с указанием их номеров, постоянные пункты и гиростороны, а также узловые точки при уравнивании опорной сети. Кроме того, на схемах указывают наименования выработок, по которым проложены полигонометрические ходы, и год их проложения. Схемы могут составляться на копиях плана горных выработок.

Повышение качества чертежей графической маркшейдерской документации, своевременность изготовления, полнота и достоверность ее содержания занимают важное место в горном производстве, оказывая влияние на правильность решения производственных задач. Получаемая в результате маркшейдерской съемки информация должна оперативно обрабатываться и своевременно графически наноситься на маркшейдерские планы.

Горные выработки и пустоты, образовавшиеся после выемки полезного ископаемого, заполняются со временем обрушающимися породами, в результате чего масса пород над месторождением может деформироваться и оседать. Эти деформации, оседания (или в общем случае — перемещения) принято называть *процессом сдвижения горных пород*. Сдвигание вызывает плавное оседание земной поверхности без разрыва ее сплошности либо резкое — со значительными смещениями и обрушениями — провалами.

Рассмотрим сдвигание горных пород применительно к пластовым месторождениям и условиям типового развития деформационных процессов.

Влияние горных работ

11.1. на подрабатываемые объекты

Сдвигание горных пород, достигая земной поверхности, деформирует ее 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 проемов балок междуэтажных перекрытий и прочих повреждений, требующих необходимость капитального ремонта.

Подработка 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 ее главного вала, что может стать причиной выхода машины из строя.

Подработка железных дорог сопровождается изменением их уклонов и зазоров между отдельными рельсами, изгибом

и разрывом рельсов, увеличением или уменьшением ширины колеи.

Подработка подземных трубопроводов вызывает появление разрывов и смятий, нарушающих их нормальную эксплуатацию.

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

Подработка горных выработок (стволов, квершлаггов, штреков и т.п.) вызывает сильную деформацию крепи, которая приводит к уменьшению сечения выработки. Искривление стволов создает серьезные помехи в нормальной работе подъема.

Вредное влияние сдвижения горных пород на подрабатываемые объекты требует 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.

Параметры процесса

11.2. сдвижения горных пород

Процесс сдвижения горных пород и земной поверхности характеризуется:

- размерами и формой мульды сдвижения;
- величиной углов — граничных, сдвижения, разрывов, максимального оседания, полных сдвижений, а также сдвижения в наносах;

- величиной сдвижений и деформаций земной поверхности;
- общей продолжительностью процесса и его отдельных стадий.

Мульда сдвижения. При выемке части пласта *абгв* (рис. 11.1) сдвигение горных пород достигает поверхности земли, вызывая ее деформацию. Часть земной поверхности *АГБВ*, подвергшаяся этим деформациям (сдвигениям), называется *мульдой сдвижения*.

Форма, размеры мульды сдвижения, а также ее расположение относительно выработанного пространства зависят 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 *АБ* и падению *ВГ* пласта. В этих сечениях размеры мульды сдвижения и ее зон определяются с помощью углов: граничных, сдвижения, разрывов, максимального оседания, полных сдвижений, а также сдвижения в наносах.

В плавной мульде сдвижения различают ее края *АЕ*, *ДБ* и дно *ЕД*. Заметим, что для сооружений, находящихся в мульде сдвижения, наиболее опасными являются ее 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–Б* на рис. 11.1), то в главном сечении мульды сдвижения образуется плоское дно без возрастания максимального оседания при дальнейшем увеличении размеров D_1 . Такой случай подработки называют *полной подработкой* земной поверхности.

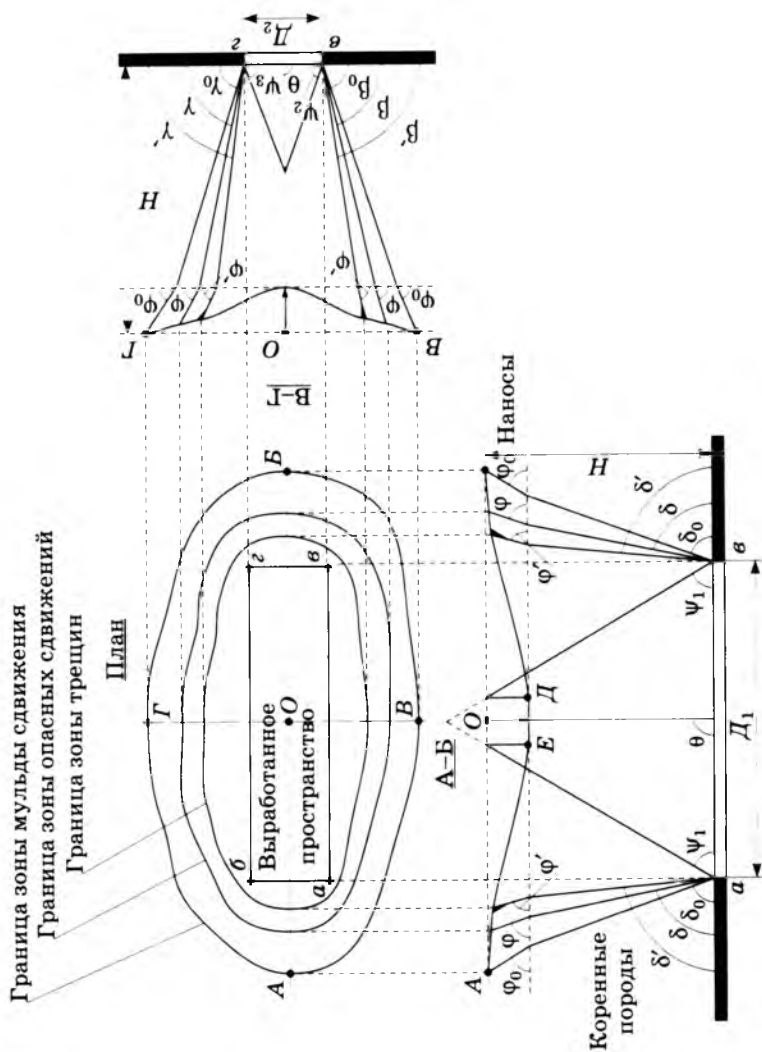


Рис. 11.1. Схема сдвижения горных пород при горизонтальном залегании пласта

Если размеры выработанного пространства D_2 меньше глубины разработки H (разрез В–Г на рис. 11.1), то в главном сечении мульды сдвижения образуется вогнутое (криволикое) дно. При увеличении этих размеров величина максимального оседания земной поверхности также возрастает. Такой случай подработки называют *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* δ_0 , β_0 и γ_0 (на рис. 11.1 $\beta_0 = \gamma_0$). Это внешние (относительно выработанного пространства) углы на вертикальных разрезах 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 $i = 0,5 \cdot 10^{-3}$, растяжением $\varepsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$ (при интервале 15–20 м) и оседанием $\eta = 15$ мм.

Границы зоны опасных сдвижений определяются *углами сдвижения* δ , β и γ (на рис. 11.1 $\beta = \gamma$). Это 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 влия-

ния на земной поверхности (на контакте с коренными породами).

За границу опасного влияния подземных выработок на земной поверхности принимают линию, в точках которой величины деформации являются критическими, т.е. опасными для ответственных сооружений.

Углы сдвижения используются для построения предохранительных целиков.

В пределах зоны опасных сдвижений на земной поверхности может возникнуть 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' и γ' (на рис. 11.1 $\beta' = \gamma'$). Это 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° .

Угол максимального оседания Θ — угол со стороны падения пласта, образованный на вертикальном разрезе в главном сечении мульды вкрест 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 ψ_1 и у верхней ψ_2 границ выработки, а также у границы выработки по простиранию ψ_3 .

Углами полных сдвижений определяются зоны полной подработки.

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

Величины сдвижений и деформаций земной поверхности. Пусть над выработанным пространством на земной поверхности (рис. 11.2) 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 и 4.

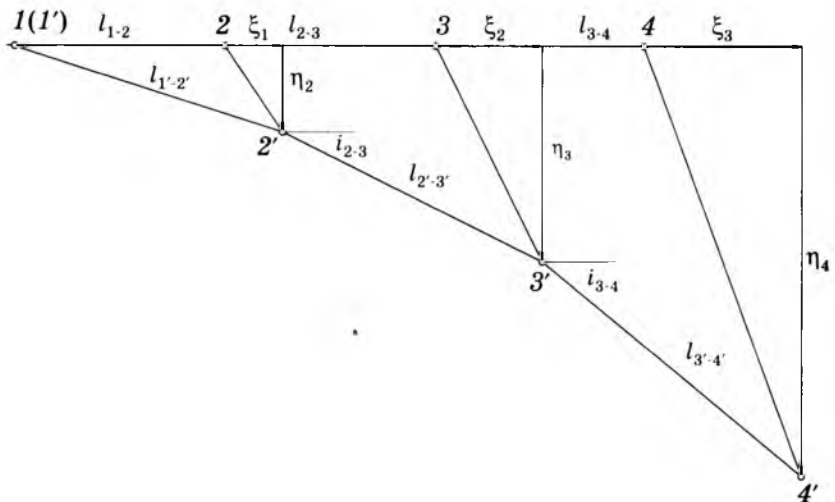


Рис. 11.2. Сдвигание и деформации точек на главном сечении мульды сдвижений

Сдвигание принято разделять на оседание и горизонтальное сдвигание.

Оседание η — вертикальная составляющая вектора сдвижения. Величина оседания любой точки до и после подработки

$$\eta = Z_0 - Z_{\text{п}},$$

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

Горизонтальное сдвижение ξ — горизонтальная составляющая вектора сдвижения в данной вертикальной плоскости:

$$\xi = D_0 - D_{\text{п}},$$

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

По модулю и направлению вектора сдвижения для различных точек мульды неодинаковы, вследствие чего составляющие векторов — оседание и горизонтальное сдвижение — в разных точках будут иметь неодинаковые значения.

Неравномерность распределения величин η и ξ в различных точках мульды сдвижения приводит к появлению вертикальных (наклон и кривизна) и горизонтальных (растяжение и сжатие) деформаций.

Наклон i — отношение разности оседаний двух соседних точек мульды к расстоянию между ними:

$$i_{2-3} = \frac{\eta_3 - \eta_2}{l_{2-3}},$$

где l_{2-3} — приведенная 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:

$$K_3 = \frac{i_{3-4} - i_{2-3}}{\frac{1}{2}(l_{2-3} + l_{3-4})}.$$

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

Радиус кривизны R — величина, обратная кривизне мульды сдвижения:

$$R = \frac{1}{K_3}$$

Растяжение (сжатие) ε — отношение изменения длины интервала к его первоначальной длине:

$$\varepsilon_{2-3} = \frac{l_{2'3'} - l_{2-3}}{l_{2-3}},$$

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 они положительные, то это означает, что в данном интервале имело место растяжение, а если отрицательные — сжатие.

Продолжительность процесса сдвижения. Период, в течение которого земная поверхность над выработанным пространством находится в сдвижении, называют *общей продолжительностью процесса сдвижения*.

Начальная стадия сдвижения — часть процесса от начала влияния подработки на точки земной поверхности до момента ускоренного их оседания.

Активная стадия сдвижения — часть процесса, в течение которой происходит резкое ускорение, а затем резкое замедление скорости оседания рассматриваемых точек земной поверхности.

Стадия затухания (завершающая стадия) сдвижения — часть процесса, в течение которой происходит постепенное снижение скорости оседания земной поверхности, вызванное уплотнением обрушенных пород (при системах разработки с обрушением кровли) и восстановлением несущей способности целиков в связи с постепенным изменением их формы и уменьшением степени нагружения.

За начало сдвижения точки земной поверхности принимают момент прохождения лавы под объектом либо на кратчай-

шем расстоянии от него или дату, когда оседание земной поверхности в рассматриваемой точке составляет 10 мм. Окончание сдвижения — дата, когда оседание достигает величины, составляющей 85 % от конечного расчетного значения, либо когда скорость оседания в стадии затухания процесса становится менее 10 мм/год. При отсутствии инструментальных наблюдений за начало сдвижения земной поверхности принимается дата, на которую меньший размер выработанного пространства $D = 0,1H$ (H — глубина разработки).

11.3. Факторы, влияющие на характер процесса сдвижения горных пород

Форму проявления процесса сдвижения определяют физико-механические свойства горных пород. Граниты, кварциты, порфириты и другие крепкие породы обладают наибольшим сопротивлением сжатию, срезу и изгибу, поэтому при подработке они мало прогибаются и задерживают развитие сдвижения кверху. Однако при достижении напряжений временного сопротивления они быстро разрушаются и способствуют развитию процесса обрушения.

Пластичные породы (глины, глинистые сланцы и др.) допускают значительные деформации без разрыва сплошности и тем самым способствуют развитию процесса плавного оседания поверхности земли.

Сыпучие породы (пески) способствуют развитию процесса течения, а следовательно, образованию провалов и воронок.

Существенное влияние на характер протекания сдвижения и его продолжительность оказывает строение массива горных пород.

Тектонические нарушения и трещиноватость ослабляют сопротивляемость массива горных пород сдвигу, часто образуют направляющие плоскости сдвижений пород и тем самым приводят к изменению углов сдвижения.

Угол падения пласта (залежи) и вмещающих пород оказывает непосредственное влияние на граничные углы и углы сдвижений. Кроме того, угол падения обуславливает характер сдвижения. При пологом залегании пород обычно преобладает прогиб, а при крутом — обрушение со сдвигом по напластованию.

Мощность пласта (залежи) влияет на интенсивность сдвижений. Чем больше вынимаемая мощность пласта, тем значительнее обрушения. Числовые значения величин деформации земной поверхности пропорциональны вынимаемой мощности пласта.

Глубина разработки является важным фактором, поскольку с ее увеличением возрастают размеры мульды и продолжительность сдвижения, но одновременно уменьшаются величины деформации земной поверхности.

Система разработки с небольшими размерами выемок и оставлением целиков достаточных размеров между ними практически исключает проявление процесса сдвижения на поверхности. Сдвигание поверхности земли существенно уменьшается при применении систем разработки с закладкой выработанного пространства. Появлению на земной поверхности плавного прогиба с малыми деформациями способствует применение столбовой и сплошной систем разработки пластовых месторождений.

Бурному развитию процесса сдвижения способствует применение систем этажного обрушения или других камерных систем с последующей отработкой междукамерных целиков. Быстрое и равномерное подвигание очистных забоев приводит к плавному прогибу подрабатываемых участков поверхности земли. При остановке забоя очистных работ плавность процесса нарушается и на поверхности земли могут образоваться трещины.

Рельеф местности оказывает влияние на процесс сдвижения при подработке склонов гор и холмов. В этих случаях, особенно при подработке крутых склонов гор, появляются большие заколы, которые при неблагоприятных условиях могут вызвать оползневые явления на поверхности.

Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов, расположенных на земной поверхности

11.4.

Определение условий безопасности подработки объектов и выбор мер их охраны (защиты) основываются на сравнении расчетных деформаций земной поверхности с допустимыми и предельными деформациями (показателями суммарных деформаций) для охраняемых объектов.

Допустимыми деформациями земной поверхности считаются деформации, для устранения которых достаточно провести ремонтные работы зданий и сооружений.

Предельными деформациями земной поверхности считаются деформации, превышение которых может привести к аварийному состоянию зданий и сооружений.

Условия безопасной подработки объектов одиночным пластом или первым пластом (например, свиты) определяются безопасной глубиной разработки, устанавливаемой по допустимым деформациям.

Безопасной глубиной разработки H_6 называется глубина, при которой и ниже горизонта которой горные работы не вызывают в сооружениях деформаций более допустимых. Ниже горизонта безопасной глубины горные работы могут производиться без применения специальных мер охраны сооружений.

Безопасная глубина откладывается от охраняемого объекта вниз по вертикали.

Предельной глубиной разработки H_n называется глубина, выше горизонта которой горные работы могут вызвать появление предельных (опасных) деформаций в зданиях и сооружениях.

Меры охраны зданий, сооружений и природных объектов, расположенных на земной поверхности, от вредного влияния подземных разработок делятся на горные (горнотехнические) и конструктивные (строительные).

Горные меры охраны предназначены для уменьшения деформаций земной поверхности в основании охраняемого сооружения.

Горные меры охраны подрабатываемых зданий, сооружений и природных объектов могут применяться в различных сочетаниях. Например для условий Старобинского месторождения калийных солей горные меры охраны в зависимости от их назначения разделяют на четыре группы:

I — уменьшающие конечные оседания и деформации земной поверхности, а также скорости их развития в краевых частях мульд сдвижения и в зонах полной подработки;

II — уменьшающие неравномерность распределения оседаний и деформаций земной поверхности в зонах полной подработки;

III — удлиняющие процесс деформирования земной поверхности и уменьшающие максимальные значения его скоростей;

IV — укорачивающие процесс деформирования земной поверхности и уменьшающие неравномерности распределения оседаний и деформаций над смежными участками выработанного пространства.

Каждая из этих групп включает разные горные меры охраны (табл. 11.1).

Выбор горных мер охраны из числа приведенных в табл. 11.1 должен производиться на основе оценок их технической и экономической эффективности. Горные меры охраны I группы связаны с дополнительной потерей руды или со значительным удорожанием добычи, поэтому должны применяться для охраны наиболее значимых объектов (городов, промплощадок и т.п.).

В качестве горной меры охраны стволов и наиболее значимых объектов промплощадок применяется оставление предохранительного целика.

Конструктивные меры охраны предназначены для восприятия дополнительных нагрузок сооружениями при деформациях участка земной поверхности, на котором они расположены.

Таблица 11.1

**Основные горные меры охраны зданий, сооружений
и природных объектов**

Группа	Меры охраны
I	<ol style="list-style-type: none"> 1. Оставление предохранительных целиков на одном или нескольких пластах 2. Переход на параметры с меньшим извлечением руд 3. Закладка выработанного пространства
II	<ol style="list-style-type: none"> 1. Сокращение продолжительности существования временных границ выработанного пространства, образующихся между панелями и блоками 2. Увеличение скорости подвигания фронта очистных работ 3. Исключение оставления в выработанном пространстве неотработанных участков пластов 4. Исключение переходов от одних систем разработки к другим и от одних параметров систем разработки к другим 5. Смещение временных границ выработанного пространства и фронтов очистных работ на одновременно обрабатываемых пластах относительно друг друга 6. Применение расходящихся фронтов очистных работ на обрабатываемых пластах 7. Применение рационального порядка ведения горных работ на участках шахтного поля, обеспечивающего нормальную эксплуатацию подрабатываемых объектов
III	<ol style="list-style-type: none"> 1. Разработка пластов с разрывом во времени 2. Оставление временных предохранительных целиков 3. Постадийная отработка пласта по мощности или по извлечению
IV	<ol style="list-style-type: none"> 1. Увеличение податливости междукамерных целиков за счет уменьшения их ширины 2. Переход на бесцеликовые системы разработки с обрушением пород кровли

Основные конструктивные меры охраны, применяемые отдельно или в различных сочетаниях для защиты зданий и сооружений, рассмотрим на примере Старобинского месторождения калийных солей.

1. Для гражданских и промышленных зданий с жесткой конструктивной схемой:

- разрезка на отсеки в соответствии с размерами зданий, формой в плане и конструктивными особенностями путем установки парных стен по всей высоте, включая фундаменты и кровлю;

- поддомкрачивание отдельных частей здания (отсеков) для выравнивания их надземной части с предварительным подведением распределительных балок и последующим заполнением бетоном образовавшихся зазоров;

- обжатие здания (отсека) с помощью металлических предварительно напряженных тяжей;

- подведение под здание (отсек) жесткой железобетонной плиты по грунту в подвальной части и анкеровка ее с существующим фундаментом;

- устройство связей между фундаментами и стенами;

- заделка оконных проемов кирпичной кладкой или их усиление металлическими рамами;

- устройство компенсационных траншей.

2. Для производственных зданий с гибкой конструктивной схемой:

- разрезка зданий на отсеки путем устройства деформационных швов с вводом парных колон и стен;

- увеличение податливости зданий за счет ослабления связей между несущими элементами конструкций (при условии обеспечения прочности и пространственной устойчивости);

- преобразование части жестких узлов в шарнирные;

- устройство связей-распорок в фундаменте здания;

- создание дополнительных связей между колоннами;

- выправление положения колонн в вертикальной плоскости с помощью домкратов;

- усиление отдельных перегруженных элементов каркаса;

- увеличение площади опоры балок и плит;
- устройство компенсационных траншей.

3. Для железобетонных резервуаров:

- устройство компенсационных траншей;
- гидроизоляция водонепроницаемыми материалами;
- усиление стенок предварительно напряженной кольцевой арматурой;
- устройство внутреннего днища;
- устройство железобетонной рубашки.

4. Для башенных сооружений:

- поддомкрачивание;
- расчалка.

5. Для трубопроводов различного назначения:

- установка компенсаторов;
- кольцевание сети;
- усиление сварных стыков;
- вскрытие трубопроводов и засыпка траншей материалом, обеспечивающим небольшое заземление труб;
- извлечение трубопроводов из траншей и установка их на неподвижные опоры, чередуемые с катковыми опорами и компенсаторами;
- снятие напряжений путем разрезки трубопроводов и сварки удлиняющих вставок;
- создание аварийного запаса воды в резервуарах на неподрабатываемых площадях.

6. Для мостов и путепроводов:

- применение разрезной конструкции в пролетном строении;
- выравнивание пролетного строения с помощью домкратов;
- увеличение хода у подвижных контактов и катковых опор на величину ожидаемых горизонтальных смещений.

7. Для железных дорог:

- плановая подъемка пути уклонов, не превышающих руководящие;
- исправление профиля минимальными подъемками;
- уширение земляного полотна с подъемкой со смещением пути в плане в сторону выполненного уширения;

- удлинение водопропускной трубы со стороны присыпаемой части насыпи;
- уширение земляного полотна на подходах к мостам с двух сторон с подъемкой пути без смещения оси в плане;
- при выправке продольного профиля подрабатываемого пути на мостах исключить совмещение подъемки пути с ездой на поперечинах и свести до минимума езду на балласте либо предусмотреть подъемку пролетных строений мостов с реконструкцией опор;
- реконструкция водоотводных канав у насыпи или на горных, забанкетных канав и кюветов у выемки после подработки с доведением продольного уклона до величины не менее 0,002 за счет углубления на отдельных участках существующих канав или устройства новых;
- контроль наличия зазора на подвижной опорной части мостов и путепроводов разрезной балочной конструкции при их подработке и предусмотрение мер, позволяющих воспринять расчетные суммарные деформации без возникновения натяга в пролетном строении;
- реконструкция подвижной опорной части мостов или преобразование неподвижных опорных частей в подвижные;
- заделка цементным раствором деформационных швов водопропускных труб с типовыми железобетонными звеньями; расчистка отводящего русла лотка на выходе из трубы с уклоном не менее 0,002;
- выправка путей на участках подрабатываемых железнодорожных станций в пределах их полезной длины до величины уклонов, не превышающей 0,0025;
- вскрытие и последующая засыпка траншей подземных кабельных линий СЦБ с укладкой кабелей в деревянные короба или полиэтиленовые трубы;
- освобождение от заделки в грунт всех кабельных вводов в здания и путевые устройства на длине 1,5–2,0 м до начала подработки;
- переустройство кабельных вводов СЦБ и связи в путевые устройства и служебные здания;

- переустройство пассажирских платформ после выправки станционных путей;

- регулировка стыковых зазоров с устранением резких отступлений от норм в плане и профиле, усиленный надзор за состоянием пути при выполнении планово-предупредительных и неотложных работ текущего содержания пути на всех подработанных участках;

- совмещение выправки пути после подработки с плановыми ремонтами (подъемочными, средними, капитальными), корректировка сроков плановых ремонтов согласно имеющимся перспективным планам подработки железных дорог;

- изменение режима эксплуатации линии железной дороги (корректировка масс поездов, введение подталкивания, применение инерционного преодоления уклона за счет предварительного разгона поезда);

- контролирование неравномерных деформаций подрабатываемого пути (систематические нивелировки по головкам рельсов при длине интервала 25 м).

8. Для гидротехнических сооружений и объектов (земляные (насыпные) дамбы, береговые полосы рек, водо- и шламохранилищ):

- возведение или наращивание гребней существующих дамб и береговых полос;

- укрепление дамб и береговых полос путем забивки шпунтовых ограждений;

- увеличение гидроизоляционных свойств дамб путем отсыпки со стороны вод и рассолов глинистых грунтов;

- периодическая трамбовка и уплотнение дамб и береговых полос в зонах ожидаемых растягивающих деформаций;

- контроль количества и состава (для шламохранилищ) дренируемых вод и рассолов;

- грунтовая пригрузка гребня и откосов дамб;

- удаление рассолов из шламохранилищ;

- использование пленочных армирующих экранов, укладка пленки складками, расположенными вдоль оси дамбы шламохранилища;

- создание эластичного экрана из шламов на верховом откосе шламохранилища путем сосредоточенного намыва пульпы повышенной концентрации;

- понижение уровня рассолов действующего или отработанного шламохранилища.

9. Для солеотвалов:

- уменьшение оседания земной поверхности до значений, при которых уровень грунтовых вод остается ниже основания солеотвала не менее чем на 1,0 м;

- контроль за оседанием поверхности солеотвала на участках установки конвейерного транспорта с последующей засыпкой и планировкой образовавшихся трещин и уступов;

- контроль за наклоном площадки стояния отвалообразователя с последующим выравниванием площадки;

- устройство дренажных канав для понижения уровня грунтовых вод в сочетании с их отводом в существующую гидрографическую сеть (дренажные канавы в этом случае должны располагаться за канавами, предназначенными для отвода избыточных рассолов и рассолов, образующихся на поверхности солеотвалов под влиянием атмосферных осадков).

Кроме этого, для вновь строящихся солеотвалов должно проводиться:

- устройство в ложе солеотвалов рассолонепроницаемых экранов (например, полиэтиленовых) с укладкой пленочного покрытия на основание, выполненное из местных песчаных грунтов; при укладке пленочного покрытия (полиэтиленового экрана) выполняются деформационно-компенсационные складки шириной 0,1 м через каждые 5 м с усилением с двух сторон рубероидными прокладками;

- усиление ограждающих дамб посредством устройства их тела из песчаных грунтов и увеличением их минимальной высоты до 3 м с укладкой полиэтиленового рассолонепроницаемого экрана на внутренних откосах дамб с защитным грунтовым слоем;

- выполнение дна и откосов рассолосборных канав из асфальтобетона толщиной 10 см по песчаному основанию на полиэтиленовой пленке.

10. Для автомобильных дорог (подлежат охране от подтопления их грунтовыми водами в результате оседания земной поверхности):

□ устройство вдоль дорог водоотводных канав с отводом вод в существующую гидрографическую сеть;

□ своевременный ремонт и восстановление уклонов в существующих водоотводных канавах;

□ наращивание полотна дороги в сочетании с восстановлением ее покрытия;

□ устройство в насыпях водопропускных сооружений.

Меры охраны природных объектов — лесонасаждений (леса, парки, скверы), сельскохозяйственных угодий (пахотные земли, пастбища, луга) — от затопления (заболачивания) из-за повышения уровня грунтовых вод относительно растительного слоя, вследствие оседания земной поверхности, от скапливания атмосферных осадков на подработанных участках и других вредных влияний:

□ уменьшение ожидаемых оседаний путем применения горных мер I группы под низкими участками земной поверхности;

□ возведение ограждающих дамб и устройство в существующих плотинах и дамбах водоотводных сооружений;

□ прокладка водоотводных канав, отвод ручьев и речек, устройство дренажа на подработанных территориях.

11.5. Охраняемый контур и берма

При построении предохранительных целиков под отдельные здания и сооружения охраняемая площадь *aedc* на плане земной поверхности определяется описанным прямоугольником, стороны которого параллельны линиям падения и простирания пласта (рис. 11.3).

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.

Контур водохранилищ и рек определяется по границе их наибольшего разлива. При определении охраняемого контура рек следует предварительно рассмотреть возможность его сокращения спрямлением русла. Сооружение простых земляных плотин позволит направить реку по 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 (см. рис. 11.3), называемую *предохранительной бермой* или *бермой*.

Предохранительные целики для объектов промышленной площадки, например Старобинского месторождения калийных солей, строятся по граничным углам с оставлением берм,

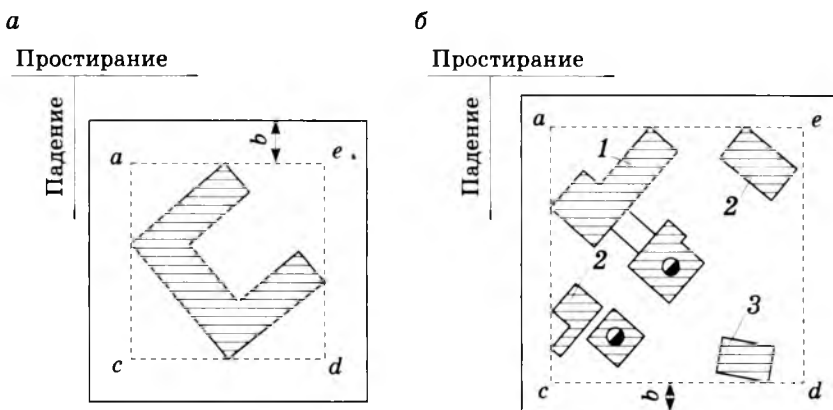


Рис. 11.3. Охраняемый контур и берма для одного здания (а) и для нескольких зданий (б):

1 — здание обогатительной фабрики; 2 — здание подъемной машины; 3 — электроподстанция

размеры которых выбирают с учетом допустимых для этих объектов деформаций и категорий охраны (табл. 11.2).

Таблица 11.2

Размеры предохранительных берм

Допустимые деформации		Категория охраны	Ширина бермы, м
$\varepsilon, 1 \cdot 10^{-3}$	$i, 1 \cdot 10^{-3}$		
2 и менее	4 и менее	I	20
2,1–4,0	4,1–6,0	II	15
4,1–6,0	6,1–8,0	III	10

11.6. Условия безопасной подработки железных дорог

Рассмотрим условия безопасной подработки железных дорог, расположенных в пределах Старобинского месторождения калийных солей. Они могут быть подработаны ниже горизонта безопасной глубины разработки, определяемой по формуле

$$H_6 = K_6 m_{\text{пр}},$$

где K_6 — коэффициент безопасности подработки железных дорог, определяемый по табл. 11.3; $m_{\text{пр}}$ — приведенная мощность пласта, м.

Приведенная мощность пласта

$$m_{\text{пр}} = K_{\text{пр}} m_{\text{в}},$$

где $K_{\text{пр}}$ — коэффициент приведения; $m_{\text{в}}$ — вынимаемая мощность пласта, м.

Коэффициент приведения:

$$K_{\text{пр}} = K_{\text{и}} K_3 N_1,$$

где $K_{и} = \frac{\sum_1^n D_i}{L_{\Phi}}$ — коэффициент, учитывающий степень извлечения пласта по площади, $\sum_1^n D_i$ — суммарная длина (в м)

очистных выработок в пределах фронта горных работ в зоне влияния на объект, L_{Φ} — протяженность фронта (в м) горных работ в зоне влияния на подрабатываемый объект; K_3 — коэффициент, учитывающий влияние закладки выработанного пространства, $K_3 = 1$ — при отсутствии закладки; N_1 — коэффициент, учитывающий степень подработанности земной поверхности.

Таблица 11.3

**Нормативные значения коэффициента безопасности
для различных участков железных дорог**

Категория охраны	Характеристика участков железных дорог общего пользования	K_6
I	Скорость движения поездов более 100 км/ч или интенсивность движения более 100 пар поездов в сутки для двухпутных и 48 пар для однопутных линий	400
II	Скорость движения поездов менее 100 км/ч или интенсивность движения менее 100 пар поездов в сутки для двухпутных и 48 пар для однопутных линий	150
III	Малоинтенсивное движение поездов, не более 8 пар в сутки, и подъездные пути МПС	100

При $D/H > 0,3$ (D — длина очистных выработок в пределах фронта горных работ в зоне влияния на объект, H — глубина разработки)

$$N_1 = \sqrt{0,8 \left[\left(\frac{L_{\Phi}}{H} - 0,2 \right) \right]},$$

при $D/H < 0,3$

$$N_1 = 2 \left[\left(\frac{L_{\Phi}}{H} \right) - 0,1 \right]^2.$$

Если на подрабатываемой площадке находятся транспортные сооружения, имеющие разные значения K_6 , то безопасная глубина разработки определяется по максимальному из них.

В случае, когда глубина разработки $H < H_6$, подработка железнодорожной линии возможна по специальному проекту, предусматривающему *дополнительные горные меры охраны*:

□ уменьшающие конечные оседания и деформации земной поверхности, а также скорости их развития в краевых частях мульды сдвижения и в зоне полной подработки;

□ уменьшающие неравномерность распределения оседаний и деформаций земной поверхности в зоне полной подработки;

□ уменьшающие максимальные значения скоростей деформирования земной поверхности;

□ укорачивающие процесс деформирования земной поверхности и уменьшающие неравномерности распределения оседаний и деформаций над сложными участками выработанного пространства.

Названные горные меры охраны предусматривают оставление предохранительных целиков, закладку выработанного пространства, применение рационального порядка ведения горных работ, постадийную отработку пласта, переход на бесцеликовые системы разработки с обрушением кровли и другие мероприятия.

Если горные меры охраны не позволяют обеспечить выполнение вышеперечисленных условий, то либо оставляется предохранительный целик необходимых размеров, либо производится строительство новой железнодорожной линии в обход данной площадки.

Железнодорожные пути на отдельных пунктах (железнодорожных станциях, разъездах), а также участки бесстыко-

вого пути могут быть подработаны только по специальным проектам, разработанным организациями (субъектами хозяйствования), имеющими соответствующие лицензии, и согласованным в управлении Белорусской железной дороги.

11.7. Построение предохранительного целика под отдельный объект

Построение предохранительного целика под компактное сооружение, например здание, осуществляют способом вертикальных разрезов следующим образом (рис. 11.4). На нижнюю часть листа чертежной бумаги наносят выкопировку из плана контура $AEDC$ охраняемой площади, линии координатной сетки и направление падения пласта.

Сверху строят вертикальные геологические разрезы I-I (вкрест 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 значение H_6 и получают горизонт безопасной глубины.

Для построения контура целика сначала на разрезе I-I из точек $C'(A')$ и $D'(E')$ проводят линии под углом φ к горизонту в пределах наносов, далее в пределах коренных пород до почвы пласта соответственно под углами сдвигения 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, далее по коренным породам — под углом сдвигения 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 известным из начертательной геометрии способом строят контур 1-2-3-4 целика в плане.

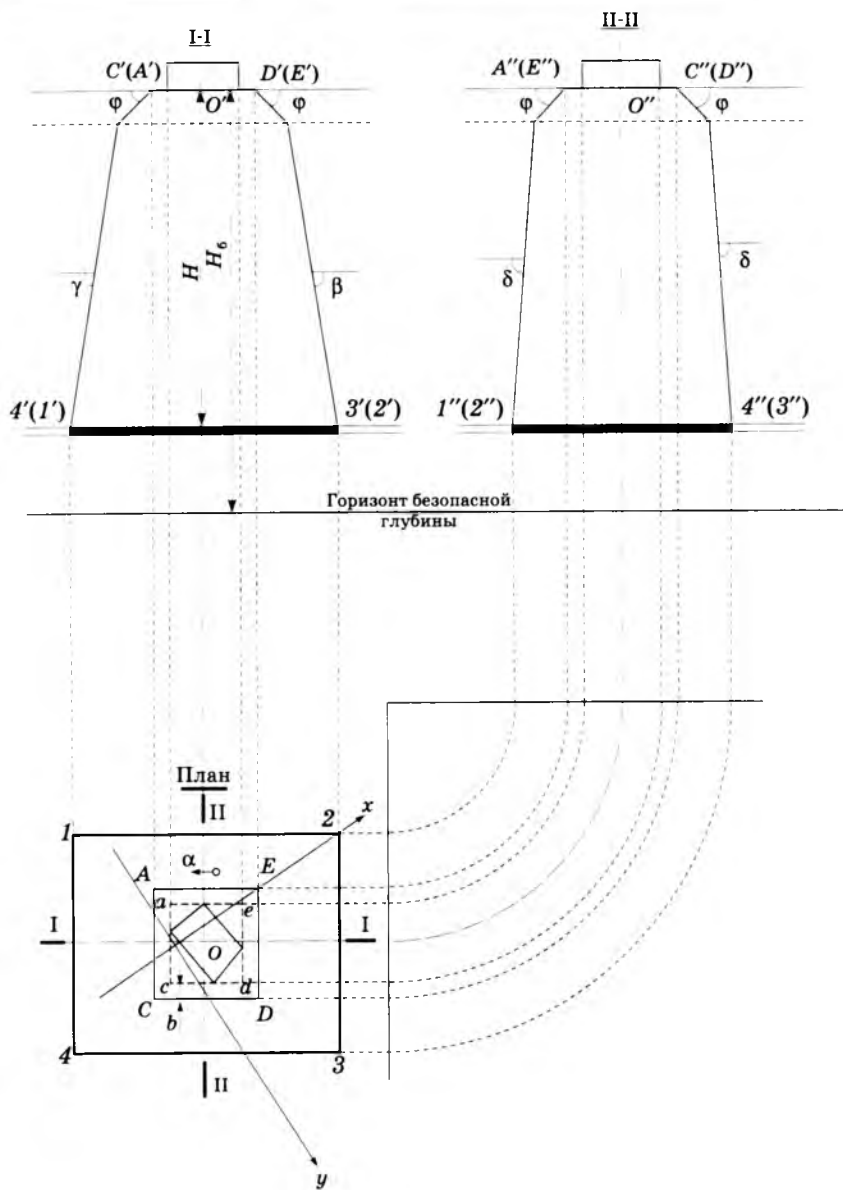


Рис. 11.4. Построение предохранительного щелика под здание

Охране подлежит часть целика, расположенная выше горизонта безопасной глубины.

Отметим, что стволы охраняют без учета безопасной глубины разработки. Под стволами должны оставаться предохранительные целики.

Пример построения предохранительного целика под отдельный объект способом вертикальных разрезов. Исходные данные для построения приведены в табл. 11.4 и 11.5.

1. В масштабе (на белой или миллиметровой бумаге) способом вертикальных разрезов строим предохранительный целик и определяем его контур (рис. 11.5).

2. Графическим способом определяем запасы в целике, не подлежащие отработке.

Сначала определяем координаты x и y угловых точек ($1'$, 2 , 3 , $4'$) целика (табл. 11.6) и объем V запасов в целике:

$$V = Sm = 78475 \cdot 1,1 = 86\ 322,5 \text{ м}^3,$$

где S — площадь трапеции $1'-2-3-4'$:

$$S = \frac{(1'4') + (2-3)}{2} h = \frac{375 + 355}{2} \cdot 215 = 78\ 475 \text{ м}^2,$$

где h — высота трапеции.

Затем определяем запасы в целике:

$$Z_{ц} = V\rho = 86\ 322,5 \cdot 1,5 = 129\ 483,75 \text{ т.}$$

Таблица 11.4

Координаты угловых точек охраняемого объекта и ширина предохранительной бермы

Точка	Координаты точки, м		Ширина бермы, м
	x	y	
a	+2000,0	+1000,0	20
e	+2000,0	+1050,0	
d	+1960,0	+1050,0	
c	+1960,0	+1000,0	

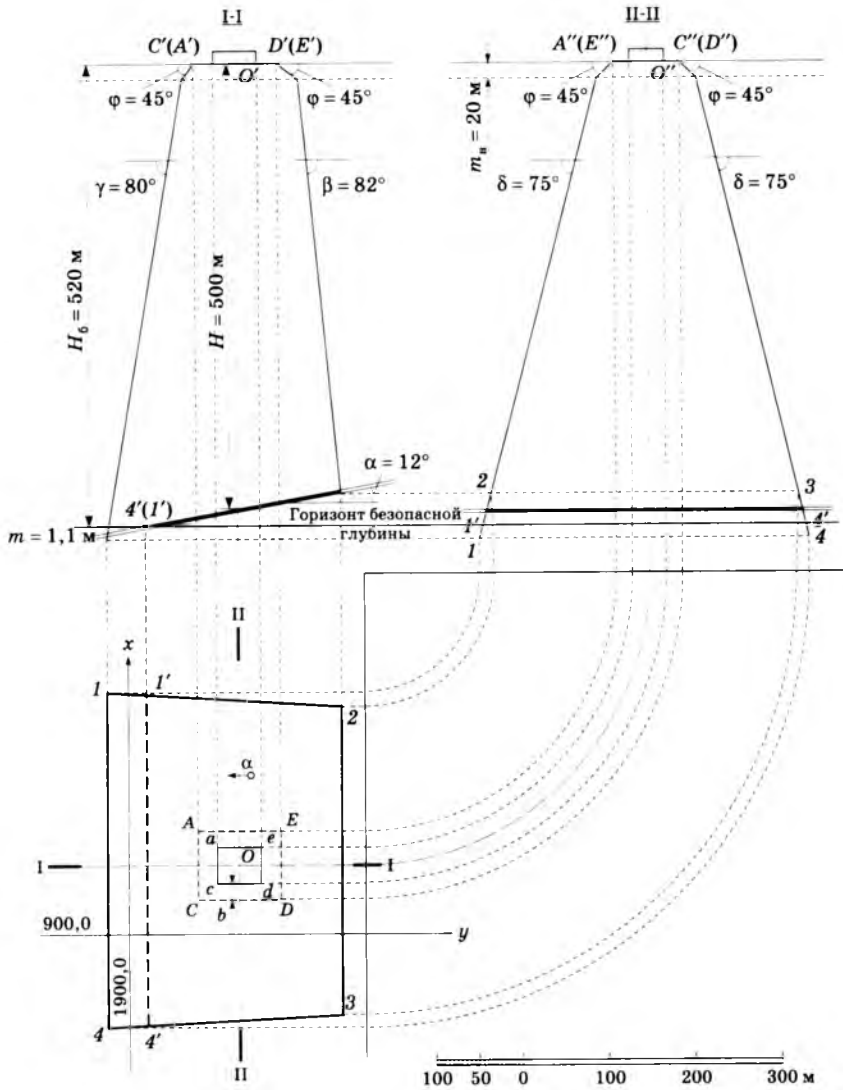


Рис. 11.5. Построение предохранительного щелика под отдельный объект способом вертикальных разрезов

Таблица 11.5

Горно-геологические условия залегания пласта

Мощность		Горизонт безопасной глубины разработки H_6 , м	Глубина залегания пласта H , м
наносов m_n , м	пласта m , м		
20	1,1	520	500

Продолжение табл. 11.5

Угол падения пласта, α , градус	Плотность полез- ного ископаемого ρ , г/м ³	Углы сдвижения, градус			
		φ	γ	β	δ
12	1,5	45	80	82	75

Таблица 11.6

Координаты угловых точек целика

Точка	Координаты, м	
	x	y
1'	+2170,0	+925,0
2	+2160,0	+1140,0
3	+1805,0	+1140,0
4'	+1795,0	+925,0

Несколько иначе строятся предохранительные целики под линейные (протяженные) объекты (например, железные дороги, каналы), оси которых могут быть расположены под различными углами к направлению простирания залежи. Оконтуривание охраняемой площади под этими объектами по способу, описанному выше, привело бы к необоснованно большим потерям в оставляемых предохранительных целиках. Учитывая это обстоятельство, контуры охраняемой площади для таких объектов проводят параллельно их продольной оси с учетом ширины предохранительной бермы. Построение предохранительного целика под такие объекты производят по вертикальным разрезам, проведенным перпендикулярно к их продольной оси (способ перпендикуляров).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Ведение подземных горных работ с минимальным привлечением финансовых, материальных и трудовых ресурсов должно обеспечиваться за счет интенсификации процесса добычи и рационального использования ресурсов недр. Определяющая роль в этом отводится современным технологиям и разработкам.

Сегодня прибыльное и конкурентоспособное горное производство может быть организовано только на основе использования современных знаний и технологий. Чем более совершенны технологии, тем выше рентабельность производства, так как уровень интеллектуального вклада прямо определяет стоимость продукции. Для любого горнодобывающего предприятия новые прогрессивные решения и разработки в маркшейдерии всегда высокоэффективны (например, положительное решение вопросов по минимизации потерь полезного ископаемого ведет к увеличению минерально-сырьевой базы, что в общем определяет эффективность работы горного предприятия).

Решение задач по интенсификации процесса добычи и рациональной разработке месторождения нельзя осуществлять только за счет прямого ввода новых участков. Интенсификация возможна исключительно на основе научно-технического прогресса, т.е. за счет разработки и промышленного освоения новых технологий в недропользовании. Это можно осуществить, обеспечив производство горными инженерами-маркшейдерами, обладающими прочными теоретическими знаниями и практическими навыками с опытом научно-исследовательской работы.

Обучение студентов, получение ими знаний и умений, а также формирование у них навыков производства маркшейдер-

ских работ при строительстве шахт, рудников и подземной разработке месторождений полезных ископаемых — сложный и длительный процесс. Чтобы активизировать освоение материала, автор учебного пособия, основываясь на личном научном, педагогическом и производственном опыте, объединил выполнение маркшейдерских работ и технологию ведения подземных горных работ в один технологический процесс.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ В РЕСПУБЛИКЕ БЕЛАРУСЬ

В Республике Беларусь в развитии у себя маркшейдерской службы заинтересованы крупные действующие предприятия:

- ОАО «Беларуськалий» (разработка Старобинского месторождения калийных солей);
- РУПП «Гранит» (разработка месторождения строительного камня Микашевичи);
- ОАО «Доломит» (разработка месторождения доломитов Гралево);
- ОАО «Жлобинский карьер формовочных материалов» (разработка месторождений песчаных и гравийных материалов);
- ОАО «Нерудпром» (разработка месторождений песчаных и гравийных материалов);
- ОАО «Гомельский горно-обогатительный комбинат» (разработка месторождений песчаных и гравийных материалов);
- ПРУП «Белорусский цементный завод» (разработка месторождений мела и мергеля, песчаных и гравийных материалов);
- ПРУП «Кричевцементношифер» (разработка месторождения мергельно-меловых пород);
- РУП «ПО «Белоруснефть» (разработка нефтяных месторождений);
- РУП «Белгеология» (геологическое изучение недр);
- ОАО «Мозырьсоль» (разработка Мозырского месторождения каменной соли);
- ОАО «Трест Шахтоспецстрой» (строительство шахт и рудников);
- СКУП «Минскметрострой» (строительство и реконструкция Минского метрополитена).

Эти предприятия являются основными на современном этапе развития недропользования, где необходимость ведения маркшейдерских работ — очевидная и неотъемлемая часть горной, геологоразведочной и строительной технологий. Более того, в развитии маркшейдерских работ заинтересованы другие предприятия и организации Министерства природных ресурсов и охраны окружающей среды, Министерства архитектуры и строительства, научно-исследовательские и проектные институты, контролирующие органы, другие организации, регулирующие вопросы недропользования, а также учебные заведения, выпускающие специалистов горного, геодезического, строительного и геологического профиля.

Оценивая современное состояние маркшейдерских служб предприятий, следует особо подчеркнуть перспективы их развития, определяемые интенсификацией развития недропользования в республике.

В настоящее время развитие ОАО «Беларуськалий» определяется прежде всего поддержанием сырьевой базы объединения. Вовлекаются в отработку запасы I калийного горизонта. Введен в эксплуатацию Краснослободский рудник, строится Березовский. Предусматривается усовершенствование технологии селективной выемки сложноструктурных пластов, внедрение в очистных и проходческих забоях высокопроизводительного оборудования.

Важным направлением поддержания производственных мощностей действующих калийных рудников является совершенствование технологии добычи руды, снижение эксплуатационных потерь полезного ископаемого путем внедрения бесцеликовой отработки пластов, в том числе в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях разработки.

Ведение горных работ на Старобинском месторождении оказывает существенное негативное воздействие на геоэкологическую ситуацию. Это приводит к скоплению значительного количества твердых и жидких отходов, оседанию и деформированию земной поверхности над выработанным пространством. Мероприятиями, уменьшающими негативное воздействие, являются совершенствование техники и техно-

логии селективной обработки пластов, высотное складирование галитовых отходов (с высотой солеотвалов более 100 м). В перспективе развитие техники и технологии ведения горных работ позволит оценить условия, обеспечивающие безопасную подработку крупных населенных пунктов.

Калийная отрасль является одним из основных источников валютных поступлений. В связи с этим дальнейшее обеспечение сырьевой базы потребует вовлечения в обработку новых участков: Кривичского, Дарасинского, Нежинского, Смолдовского, Дроздовского, Октябрьского, Любанского, а также Петриковского месторождения калийных солей.

Разработку строительных материалов в настоящее время ведут десятки карьеров из имеющихся на балансе более ста месторождений полезных ископаемых. Крупнейшими являются РУПП «Гранит» и ОАО «Доломит». РУПП «Гранит» работает на базе месторождения Микашевичи, где глубина карьера более 110 м (при проектной — 150 м), с последующим углублением до 210 м (граничная глубина контура подсчета запасов). ОАО «Доломит» работает на базе месторождения Гралево (2/3 запасов его обводнены). Залежь отрабатывают двумя добычными уступами и одним вскрышным. Мощность пласта доломитового известняка 70–90 м (около 20 м — верхний уступ, 70 м — нижний обводненный уступ, отрабатываемый на глубину до 30 м).

В перспективе необходимо повысить надежность методов оценки устойчивости бортов карьеров и отвалов с целью предупреждения опасных деформаций и для корректировки в процессе их эксплуатации. Также необходимо повысить надежность съемки глубоких взрывных скважин.

В качестве перспективных крупных первоочередных объектов ведения маркшейдерских работ в геологоразведке можно рассматривать Околовское железорудное месторождение, Бриневское месторождение гипса и месторождение трепелов Стальное. Исходя из горно-геологических условий Бриневское месторождение может разрабатываться подземным способом.

Разработка крупных и средних нефтяных месторождений в Припятском прогибе (открыто более шестидесяти месторождений) обеспечивает в настоящее время основную добычу нефти на территории республики. Это, в свою очередь, вызывает рост потребности в маркшейдерских работах. В пределах Припятской нефтегазоносной области остаются недоразведанными 50 % прогнозных ресурсов, а ресурсы в Южном нефтеперспективном районе, Брагинско-Лоевской седловине и Городокско-Хатецкой ступени пока не разведаны.

В настоящее время Минский метрополитен эксплуатируется на двух линиях (первая и вторая): на первой линии — одиннадцать, на второй — четырнадцать станций. Однако пропускная способность транспортного узла меньше реально существующего пассажиропотока. В связи с этим проектируются и строятся участки продления, на которых будет еще шесть станций. В перспективе планируется строительство участка третьей и полукольцевой линий (на стадии ТЭО будет рассмотрена альтернатива с возможностью создания «виллок»), соответственно с пятью и семнадцатью станциями.

Все вышеизложенное показывает, что устойчивое развитие недропользования в Республике Беларусь определяется состоянием минерально-сырьевой базы, позволяющей вести подземную и открытую разработку месторождений полезных ископаемых, разработку нефтяных и газовых месторождений, геологоразведочные работы, а также освоением подземного пространства, не связанного с разработкой месторождений полезных ископаемых.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. для техникумов / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. 3-е изд. М. : Недра, 1983. 424 с.

Алексеев, В.В. Стационарные машины: учеб. для вузов / В.В. Алексеев. М. : Недра, 1989. 416 с.

Борщ-Компониец, В.И. Геодезия. Маркшейдерское дело: учеб. для вузов / В.И. Борщ-Компониец. М. : Недра, 1989. 512 с.

Букринский, В.А. Геометрия недр: учеб. для вузов / В.А. Букринский. 3-е изд. М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2002. 549 с.

Гришко, А.П. Стационарные машины и установки: учеб. пособие для вузов / А.П. Гришко, В.И. Шелоганов. М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2004. 328 с.

Грязнов, А.А. Методические указания по проведению практических занятий по предмету «Маркшейдерское дело» / А.А. Грязнов. М. : Мосметрострой, 1987. 153 с.

Гузев, А.Г. Сооружение горизонтальных и наклонных горных выработок: учеб. пособие для вузов / А.Г. Гузев, А.Г. Гудзь, А.К. Пономаренко. Киев; Донецк: Вища школа, 1980. 176 с.

Евдокимов, А.В. Сборник упражнений и задач по маркшейдерскому делу: учеб. пособие для вузов / А.В. Евдокимов, А.Г. Симанкин. М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2004. 297 с.

Ивлев, А.Н. Маркшейдерские работы при строительстве подземных сооружений и шахт: учеб. пособие / А.Н. Ивлев. М. : МГИ, 1989. 95 с.

Инструкция по геодезическим и маркшейдерским работам при строительстве транспортных тоннелей ВСН 160—69. М. : Минтрансстрой, 1970. 464 с.

Инструкция по производству маркшейдерских работ: утв. коллегией Проматомнадзора МЧС 27 декабря 1996 г. Минск, 1997. Ч. 1. Разработка подземным способом соляных месторождений. 247 с.

Килячков, А.П. Технология горного производства: учеб. для вузов / А.П. Килячков. 4-е изд. М. : Недра, 1992. 415 с.

Кологривко, А.А. Маркшейдерское дело в метростроении — перспективная специализация в системе подготовки кадров / А.А. Кологривко // Горный журнал. 2002. № 11–12. С. 82–84.

Кологривко, А.А. Механические процессы в пластовых и соляных месторождениях: метод. пособие / А.А. Кологривко. Минск : БГПА, 2002. 73 с.

Кологривко, А.А. Обоснование и перспективы развития специальности «Маркшейдерское дело» в Республике Беларусь / А.А. Кологривко // Горная механика. 2004. № 3–4. С. 41–49.

Кологривко, А.А. Обработка результатов геодезических и маркшейдерских работ по созданию разбивочной основы / А.А. Кологривко. М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2000. 27 с.

Кологривко, А.А. Оперативное решение геодезических и маркшейдерских задач на производстве / А.А. Кологривко. М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2002. 63 с.

Кологривко, А.А. Подземные горные работы: учеб. пособие / А.А. Кологривко. Минск : БНТУ, 2006. 94 с.

Кологривко, А.А. Практические занятия по дисциплине «Механические процессы в пластовых и соляных месторождениях»: метод. пособие / А.А. Кологривко. Минск : БГПА, 2001. 30 с.

Кологривко, А.А. Применение способа взрывоуплотнения горных пород в промышленности / А.А. Кологривко // Горная механика. 2003. № 1. С. 79–81.

Кологривко, А.А. Совершенствование специальности «Маркшейдерское дело». Дидактические принципы построения курса «Маркшейдерские работы при строительстве метрополитенов» / А.А. Кологривко // Вестник БНТУ. 2004. № 4. С. 11–15.

Маркшейдерское дело: учеб. для вузов: в 2 ч. / Д.А. Казаковский [и др.]. 2-е изд. М. : Недра, 1970. Ч. 1 — 232 с. ; ч. 2 — 560 с.

Маркшейдерское дело: учеб. для вузов: в 2 ч. / И.Н. Ушаков [и др.]; под ред. И.Н. Ушакова. 3-е изд. М. : Недра, 1989. Ч. 1 — 311 с. ; ч. 2 — 437 с.

Маркшейдерское дело: учеб. для вузов / Д.Н. Оглоблин [и др.]. 3-е изд. М. : Недра, 1981. 704 с.

Нормативные и методические документы по ведению горных работ на Старобинском месторождении калийных солей: утв. БелХИМНЕФТЕПРОМом 23 ноября 1995 г. Солигорск; Минск: Изд-во Слуцкой укрупненной типографии, 1995. 214 с.

Павелко, В.Л. Исследование зависимости между двойными измерениями при наложении на них допуска / В.Л. Павелко, А.С. Зражаев, Е.В. Тохтамыш // Методы инженерной геодезии в ирригационном и гидротехническом строительстве : сб. ст. Ростов н/Д, 1973. С. 82–85.

Пацев, И.И. Основы геодезии и маркшейдерского дела: учеб. пособие для профтехобразования / И.И. Пацев. М. : Недра, 1984. 319 с.

Попов, В.Н. Задания и методические указания к выполнению лабораторных работ по общему курсу «Маркшейдерское дело» / В.Н. Попов, А.Н. Ивлев, В.Н. Сученко. М. : МГИ, 1990. 64 с.

Синанян, Р.Р. Маркшейдерское дело: учеб. для вузов / Р.Р. Синанян. 2-е изд. М. : Недра, 1988. 312 с.

Смирняков, В.В. Технология строительства горных предприятий: учеб. для вузов / В.В. Смирняков, В.И. Вихарев, В.И. Очкуров. М. : Недра, 1989. 573 с.

Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. М. : Недра, 1983. 816 с.

Справочник по маркшейдерскому делу / под общ. ред. А.Н. Омельченко. 3-е изд. М. : Недра, 1973. 448 с.

Технология строительства подземных сооружений. Строительство вертикальных выработок: учеб. для вузов / И.Д. Насонов [и др.]. 3-е изд. М. : Изд-во Академии горных наук, 1998. 294 с.

Технология строительства подземных сооружений. Специальные способы строительства: учеб. для вузов / И.Д. Насонов [и др.]. 3-е изд. М. : Изд-во Академии горных наук, 1998. 375 с.

Тихонов, Н.В. Транспортные машины горнорудных предприятий: учеб. для вузов / Н.В. Тихонов. 2-е изд. М. : Недра, 1985. 336 с.

Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в условиях Старобинского месторождения калийных солей: утв. Проматомнадзором при МЧС РБ 3 апреля 2001 г. 3-е изд. Солигорск, 2002. 341 с.

Шехурдин, В.К. Проведение подземных горных выработок: учеб. пособие для техникумов / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. 2-е изд. М. : Недра, 1991. 304 с.

По вопросам приобретения книг обращайтесь:

Республика Беларусь

ООО «Новое знание»
220050, а/я 79. Минск,
пр. Пушкина, д. 15а
Тел./факс: (10-375-17) 211-50-38
E-mail: nk@wnk.biz
<http://wnk.biz>

Российская Федерация

Отдел оптовых продаж «ИНФРА-М»:
127282, Москва, ул. Полярная, д. 31в, стр. 1
Тел. (495) 380-4260; факс (495) 363-9212
E-mail: books@infra-m.ru
Отдел «Книга—почтой»:
Тел. (495) 363-4260 (доб. 232, 246)

Учебное издание

Высшее образование

Кологривко Андрей Андреевич

**МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО.
ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ**

Учебное пособие

Ведущий редактор	С. В. Исаенко
Редактор	А. П. Чернякова
Художник обложки	С. В. Ковалевский
Компьютерная верстка	Е. В. Заиченко
Корректор	К. А. Степанова

Оригинал-макет подготовлен ООО «Новое знание»

Подписано в печать 25.09.2013.

Формат 60×90 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Гарнитура Школьная.

Печать офсетная. Усл. печ. л. 26,0. Уч.-изд. л. 21,81.

Доп. тираж 200 экз. Заказ № 4188.

ТК 442300-9540-251110

Общество с ограниченной ответственностью «Новое знание»
ЛИ № 02330/0552555 от 08.04.2009.

Ул. Шаранговича, 7-2136, 220015, Минск, Республика Беларусь

Почтовый адрес: а/я 79, 220050, Минск, Республика Беларусь

Телефон/факс: (10-375-17) 211-50-38

E-mail: nk@wnk.biz <http://wnk.biz>

ООО «Научно-издательский центр ИНФРА-М»

127282, Москва, ул. Полярная, д. 31В, стр. 1
Тел.: (495) 380-05-40, 380-05-43. Факс: (495) 363-92-12
E-mail: books@infra-m.ru <http://www.infra-m.ru>



Отпечатано в ОАО «Можайский полиграфический комбинат»

143200, г. Можайск, ул. Мира, 93

www.oaompk.ru, www.oaompk.pdf тел.: (495) 745-84-28, (49638) 20-685

КНИГИ



ИНФРА-М

ПОЧТОЙ

ООО «Научно-издательский центр ИНФРА-М» осуществляет рассылку книг по почте на территории Российской Федерации.

Информацию о наличии книг можно получить, воспользовавшись прайс-листом Научно-издательского центра ИНФРА-М, который можно бесплатно заказать и получить по почте. Также информацию о книгах можно посмотреть на сайте <http://www.infra-m.ru> в разделах «Прайс-лист» и «Иллюстрированный каталог».

Для оформления заказа необходимо прислать заявку, где следует указать:

- для организаций:

название, полный почтовый адрес, банковские реквизиты (ИНН/КПП), номера телефона, факса, контактное лицо (получателя), наименование книг, их количество,

- для частных лиц:

Ф.И.О., полный почтовый адрес, номер телефона для связи, наименование книг, их количество.

При заполнении заявки необходимо указывать код книги что значительно ускорит оформление Вашего заказа.

Заказ оформляется по оптовым ценам, указанным в прайс-листе. На основании заявки Вам будет выставлен счет на имеющуюся в наличии литературу с учетом почтовых расходов (при сумме заказа свыше 5000 рублей, предоставляются скидки).

Произвести оплату вы можете:

по безналичному расчету:

перечислите сумму на расчетный счет ООО «Научно-издательский центр ИНФРА-М»;
за наличный расчет:

в отделении Сбербанка: по квитанции-извещению на сумму счета, где получатель платежа - ООО «Научно-издательский центр ИНФРА-М».

В течение 5 рабочих дней с момента зачисления денежных средств на расчетный счет заказ будет подобран и отправлен по указанному в заявке адресу с сопроводительными документами (счет-фактура, накладная).

Заявку можно прислать по факсу, электронной почте или по адресу:

127282, г. Москва, ул. Полярная, д. 31В, стр. 1

Телефон: (495) 363-4260 (доб.: 246, 248)

Факс: (495) 363-4260 (доб. 232)

E-mail: podpliska@infra-m.ru; poster3@infra-m.ru

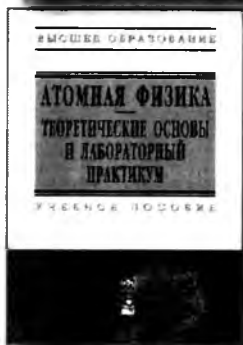


«Новое знание»

Научно-издательский центр
ИНФРА-М



ПРЕДСТАВЛЯЮТ



Подробности на сайте www.infra-m.ru

Заказывайте книги через проект «Мегабиблиотека России»
Тел.: (495) 363-42-60 доб. 378 e-mail: tunyakina_r@infra-m.ru

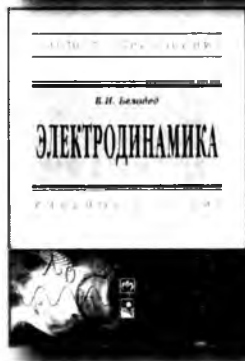


Новое знание

Научно-издательский центр
ИНФРА-М



ПРЕДСТАВЛЯЮТ



Подробности на сайте www.infra-m.ru

Заказывайте книги через проект «Мегабиблиотека России»
Тел.: (495) 363-42-60 доб. 378 e-mail: tunyakina_r@infra-m.ru

Книги Научно-издательского центра ИНФРА-М:

В МОСКВЕ

БУКВА

ул. Марксистская, 9
тел.: (495) 670-52-17,
670-52-19

Московский дом книги на Арбате (сеть магазинов)

ул. Новый Арбат, 8
тел.: (495) 789-35-91

Библио-Глобус

ул. Мясницкая, д. 6/3, стр.1
тел.: (495) 621-53-36, 621-73-96

Молодая гвардия

ул. Большая Полянка, 28
тел.: (495) 780-33-70, (499) 238-50-01;
ул. Братиславская, 26М
тел.: (495) 346-99-00

Медведково

Заревый пр-д, 12
тел.: (499) 476-16-90, (495) 656-92-97

ТДК «Москва»

ул. Тверская, д. 8, стр. 1
тел.: (495) 629-64-83, 797-87-71

В САНКТ-ПЕТЕРБУРГЕ

Дом книги

Невский пр-т, д.28, литера А
тел.: 8 (812) 448-83-55

Буквоед

Парк культуры и чтения «Буквоед»
Невский пр-т, 46;
Лиговский пр-т, 10 (гостиница «Октябрьская»)
тел.: 8 (812) 601-06-01

В РЕГИОНАХ

Библиомаркет

г. Вологда, Советский пр-т, 12
тел.: 8 (8172) 75-74-24

ИП Мухина Ирина Вячеславовна

г. Омск, ул. Интернациональная, 43
тел.: 8 (3812) 20-18-21

КМ «Библиомаркет»

г. Вологда, ул. Мира, 22
тел.: 8 (8172) 72-22-99

ГЛОБУС

г. Мурманск, Театральный б-р, 8
тел.: 8 (8152) 47-34-50

Знание

г. Новочеркасск, ул. Московская, 56
тел.: 8 (8635) 22-50-21

Ростовкнига

г. Ростов-на-Дону, ул. Б. Садовая, 41
тел.: 8 (8632) 40-80-40

ИНТЕРНЕТ-магазины

<http://www.ozon.ru> <http://www.colibri.ru> <http://www.neobook.ru>
<http://www.urait-book.ru> <http://www.bookler.ru> <http://www.bolero.ru>
<http://www.setbook.ru> <http://www.chaconne.ru>